Metal. 74m

Metall. 74 m-2,5,2

BIBLIOTHECA
REGIA
MONACENSIS.

<36622338300016

<36622338300016

Supplemente

zum

Handbuche

der

allgemeinen Hüttenkunde

zweyter Band.

R

Von

W. A. Lampadius,

K. S. Bergcommissionsrathe, Professor der Chemie und Hüttenkunde, Oberhüttenamtsassessor und mehrerer Academien und gelehrten Gesellschaften, theils wirklichem theils Ehrenmitgliede.

Nebst sieben Kupfertafeln.

Göttingen, 1826.

In der Dieterich'schen Buchhandlung.

264

Bayerische
Staatsbibliothek
München

Inhalt.

	Seite
Geschichte des Hüttenwesens	3
Kenntnisse des Hüttenmannes	4
Verwandtschaften der Körper	5
Dampfauflösung	6
Oryctognostische Erkennung der Erze	6
Betrachtungen der Erzaufbereitung	7
Von der Erzzuführung	14
Classification der Erze und Vertheilung zu der Beschickung	17
Von der Erzbeschickung	18
Hüttenproducte	21
Bleyhüttenproducte	31
Abstrichbley	31
Schluß des §. 84. 85.	32
Varietäten des gaaren Eisens	33
Roheisen	34
Hohofenschlacken	42
Zinnsorten	43
Kobaltproducte	44
Arsenik	44
Schwefel	44
Vitriole	45
Alaun	45
Gläser	46
Kieselzuschläge	47
Holzverkohlung in Oefen	47
Verkohlung in dem Verkohlungsofen	51
Resultat dieser Verkohlung	63
Vergleichung der Ofenverkohlung mit der Meilerverkohlung	65
Vergleichung der Resultate einer vierzehntägigen Roharbeit mit Meiler- und Ofenkohlen	66
Beschreibung des Verkohlungsofens zu Deltsch in Böhmen.	67
Coacksbereitung	69
Abschwefelung kleiner Kohlen in Oefen	78
Uebersicht des Vortheils der Gasbeleuchtung	83
Röstungsprocesse	86
Künstliche Gestellmasse	88
Gebläsemaschinen	89
Treibeöfen	95
Flammenöfen	96

Seite

Warme Amalgamation 96
Journal über die in Rede stehenden warmen Amalgamationsversuche . . . 103
Erster und zweyter Versuch . . . 104
Dritter und vierter 107
Fünfter Versuch 110
Sechster 112
Siebenter 114
Achter 116
Reverberirsiedepfannen 119
Dornengradirung 119
Wachsmachen 120
Cementation 120
Verbesserungen, welche der Amalgamationsproceß bey Freyberg in neuern Zeiten erhielt . . 123
Beschreibung des Versuches, das Silber aus dem Waschbottich-Metall auf nassem Wege im Großen zu scheiden . . . 130
Erster Versuch 139
Zweyter 140
Dritter und vierter Versuch . . . 140
Fünfter und sechster 141
Erster Versuch 144
Zweyter 145
Dritter 147
Verbesserungen, welche den Freyberger Schmelzprocessen in neuern Zeiten zu Theil wurden, so wie die dieserhalb angestellten Versuche . . . 152
Einführung des Abtreibens auf Mergelheerden auf den Freyberger Hütten . . 160
Versuche über die Benutzbarkeit des auf Junge David Fundgrube brechenden Arsenikkieses 179
1. Prüfung auf Arsenikmetall . . . 180
2. Rohsteinproben mit dem Rückstande von der Sublimation 180
3. Probirung des Rückstandes von Versuch 1. auf Vitriol 181
4. Probirung des Arsenikkieses auf rothen Arsenik 182
Resultate der vorhergehenden Proben . . 182
Freyberger Schmelzbeschickungen und Ausbringen aus der Untermuldner Hütte . 184
A. Roharbeit 184

	Seite
B. Anreicherarbeit	185
C. Bleyarbeit	186
D. Abtreiben	187
E. Bleysteinarbeit	188
F. Schwarzkupferarbeit	189
G. Glättanfrischen	189
H. Abstrichanfrischarbeit	190
Reisenotizen von 1823; zum 2ten Bande der allgemeinen Hüttenkunde	
Aufbereitung der Erze	193
Anlieferung der Erze	194
Probiren der Schliche	195
Beschickung	195
Rösten des Schlichsteins	197
Steindurchstechen	197
Abtreiben der Werke	198
Raucharbeit	199
Frischarbeit	199
Schmelzen mit Astholz	199
Feinbrennen der Blicksilber	199
Altenauer Silberhütte	200
Lautenthaler Silberhütte	202
St. Andreasberger Schmelzproceß	202
Abtreiben der Werke	203
Unterharzer Schmelzproceß	204
Röstung der Erze	204
Bleyschmelzen	205
Glättanfrischen	206
Reichfrischen	207
Kupferschmelzproceß zu Rothenburg an der Saale	208
Rohkupferhütten zu Friedeburg, Kupferkammer, Leimbach und Eisleben	208
Zinnschmelzprocesse	219
Smaltebereitung	221
Beyträge des Zinkausbringens	221
A. Ueber die Zinkhütte zu Kloster im Canton Graubünden	222
1. Darröfen	222
2. Röstöfen	222
3. Abwärmöfen	223
4. Zinköfen	223
5. Einschmelzöfen	225
6. Hüttenarbeiten	225

Seite

B Zinkausbringen zu Dognaska im Banat 229
Erklärung der Abbildung des Zinkofens zu Dognaska 232
C. Untersuchung der Frage: ob die im Johanngeorgenstädter Revier brechende schwarze Zinkblende auf Zink oder sonst zu benutzen sey? 232
Arsenikgewinnung 242
Alaunfabrikation. Bemerkungen über den Betrieb des Alaunwerks Tschermig in Böhmen 243
A. Von den Alaunerzen zu Tschermig und Liebisch 244
Resultate vorhergehender Prüfungen . . 249
B. Von dem Verwittern und dem Auslaugen der Erze 250
C. Von dem Gradiren der Alaunlauge . 251
D. Von der Abkühlung der gesottenen Lauge 253
E. Das Mehlmachen 254
F. Verwaschen des Alaunmehls . . 254
G. Das Wachsmachen 254
H. Prüfung des Tschermiger käuflichen Alauns 255
I. Analytische Behandlung des sogenannten Vitriolsteins 256
K. Anleitung zum Probiren der Tschermiger Alaunerze und Laugen 257
L. Benutzung der Tschermiger Flötzmasse zur Beförderung der Vegetation. 261
Vitriolsiederey 262
Kurze Beschreibung der Schwefelsäure-Fabrik mit Steinkohlenfeuerung 262
Zusatz für die Schwefelwerke 268
Aufforderung zur fabrikmäßigen Bereitung des Schwefelalkohols für den Handel . . . 268
Bemerkungen über die Zustellung und den Betrieb verschiedener Hohöfen in Oberschlesien 275
Gleiwitzer Hütte 275
Creutzburger Hütte 278
Das Eisenwerk Lauchhammer 279
Ueber die Bestimmung der Kosten des Roheisens 280
I. Ueber wöchentliche Berechnung des Stehungswerthes des Roheisens 283
II. Ueber wöchentliche Berechnungen der Schmelzresultate mit dem Hohofenproceß. . . . 286

Berichtigungen.

Seite 4.	Zeile 7	v. o.	statt:	Taunay	lies:	Launay
— —	— 20	—	—	eigner	—	eigne
— 5.	— 18	—	—	nach.	—	nach:
— 12.	— 19	—	—	so	—	da
— 15.	— 3	—	—	ihre — ihre	—	ihrer — ihrer
— 19.	— 4	—	hinter:	zugeschlagen	—	werden
— —	— 5	—	vor:	zu	—	nicht
— 21.	— 11	—	statt:	von	—	vor
— 28.	— 1	v. u.	—	Chorsilber	—	Chlorsilber
— 36.	— —	—	—	erhitztes	—	erhitzt
— 38.	— 4	—	—	bilden, bedarf	—	bilden bedarf,
— 39.	— 3	v. o.	—	müßten	—	mußten
— 40.	— 27	—	—	durfte	—	dürfte
— 41.	— 5	—	—	darin	—	daraus
— 42.	— 11	v. u.	—	a)	—	d)
— —	— 3	—	—	so durch	—	durch
— 46.	— 3	—	—	zwey Kieseleisenoxydul	lies:	Zwey-Kieseleisen-oxydul
— 58.	— 10	—	—	worden	lies:	wurden
— —	— 1	—	—	zu	—	zum
— 59.	— 10	—	hinter:	läßt	—	sich
— 66.	— 2	—	statt:	9 — 11	—	9te — 11te
— 70.	— 16	v. o.	—	272	—	2 1/2
— 71.	— 5	v. u.	—	solchergestale	—	solchergestalt
— 74.	— 10	v. o.	—	tiefem	—	tiefern
— 79.	— 7	—	—	dritte bis vierte	—	drey bis vier
— 81.	— 9	v. u.	—	Die	—	die
— 82.	— 14	v. o.	—	vermeiden	—	erreichen
— 89.	— 8	—	—	Blasewolle	—	Blasewelle
— 97.	— —	—	—	ich einen dieses	—	ich dieses
— —	— 14	v. u.	—	weden	—	werden
— 98.	— 11	v. o.	—	gehen	—	gehe
— 100.	— 18	—	hinter:	sechste	—	warme
— 103.	— —	—	statt:	geringen	—	geringere
— 104.	— 15	v. u.	—	und der	—	und den
— 111 am Ende in den beiden vordern Rubriken der Tabelle			statt:	Umganzszeit	lies:	Beobachtungszeit
			—	Beobachtungszeit	lies:	Umgangszeit
— 119.	Zeile 4	v. u.	—	Muswich	lies:	Muskau
— 130.	— 9	—	—	Qt.	—	Gr.
— 132.	— 18	—	—	werden	—	wurden
— 133.	— 7	v. o.	—	bemerkt	—	bemerkte
— —	— 8	—	—	Daß	—	daß
— 136.	— 13	v. u.	—	letzteren	—	letzterer
— 141.	— 15	v. o.	—	Löthig	—	löthig
— 142.	— —	—	—	löthigen	—	löthige
— —	— 8	v. u.	—	thätige	—	thätiger
— 148.	— 16	v. o.	—	50 Pf. = 5 Pf.	—	50 Ct. = 50 Lth.
— 153.	— 2	v. u.	—	dieser	—	dieses
— 154.	— 2	v. o.	—	153	—	155
— 157.	— 1	v. n.	—	Schragenholz	—	Schragen Holz
— 158.	— 13	v. o.	—	Umtrieben	—	Umtreiben
— —	— 15	v. u.	—	das	—	des
— 161.	— 3	—	hinter:	ist	tilge:	bis
— 163.	— 14	—	—	Silberblicks	lies:	richtet
— 164.	— 1	v. o.	statt:	14	—	140
— 168.	— 3	v. u.	—	die	—	der
— 169.	— 13	v. o.	—	Arbeiter	—	Arbeiten
— 172.	— 6	—	—	allen	—	alle
— 176.	— 3	—	—	35,84	—	35,85

Seite	177.	Zeile	12	v. o.	statt:	in dem	lies:	indem
—	—	—	17	v. u.	hinter:	10,548	—	Pf.
—	178.	—	14	—	statt:	sehen	—	setzen
—	185.	—	1	—	—	S. 263.	—	S. 177.
—	186.	—	11	—	—	Heerdgl.	—	Heerd
—	187.	—	16	—	—	zu	—	und
—	188.	—	6	v. o.	—	Sec. perse	—	Summa per se.
—	190.	—	5	v. u.	—	S. 49.	—	S. 31.
—	193.	—	10	—	—	Pochgänge	—	Pochgängen
—	—	—	7	—	—	angebrachte	—	angebrachten
—	—	—	6	—	—	bewegte	—	bewegten
—	197.	—	7	—	hinter:	Glätte	—	beschickt
—	—	—	3	—	statt:	B.	—	Silber
—	200.	—	1	—	hinter:	bis	—	8
—	207.	—	13	—	statt:	658	—	685
—	208.	—	15	v. o.	—	Glinritz	—	Gleiwitz
—	209.	—	8	—	hinter:	Samieterstolln	—	Lichtloch
—	—	—	19	—	statt:	Kappele	—	Kapelle
—	213.	—	1	—	—	laugt	—	man laugt
—	215.	—	10	v. u.	—	Flußspaat	—	Flußspath
—	216.	—	—	—	—	dem	—	des
—	220.	—	11	—	—	fallen:	—	fallen.
—	221.	—	16	—	—	lythographische	—	lithographische
—	224.	—	2	—	—	Menninger	—	Memminger
—	225.	—	4	v. o.	—	diese	—	diesen
—	228.	—	17	—	—	Menninger	—	Memminger
—	—	—	4	v. u.	—	hatten	—	halten
—	229.	—	1	v. o.	—	geringere	—	Geringere
—	—	—	2	—	—	stärkere 40	—	stärkere. 40
—	233.	—	16	v. u.	—	Horjowitz	—	Horzowitz
—	236.	—	4	v. o.	hinter:	170 Pfd.	—	Kohle
—	238.	—	5	—	statt:	wurde	—	würde
—	—	—	8	—	—	4)	—	5)
—	241.	—	5	v. u.	—	der	—	die
—	243.	—	3	—	—	feuersten	—	feuerfesten
—	245.	—	19	v. o.	—	Massen	—	Wasser
—	246.	—	7	—	—	Prancipitat	—	Präcipitat
—	—	—	14	—	—	—	—	—
—	249.	—	6	—	—	wurde	—	würde
—	—	—	13	v. u.	—	Haufwerke	—	Hauptwerke
—	250.	—	15	—	—	aus	—	auf
—	—	—	8	—	—	entzündeten	—	entzündenden
—	253.	—	13	v. o.	—	fiel	—	fiele
—	354.	—	6	—	—	Fuß	—	Fluß
—	—	—	5	v. u.	—	einer	—	einen
—	256.	—	4	—	—	fallende	—	fällende
—	281.	—	11	v. o.	—	Rechnungspreis	—	Stehungspreis

Supplemente

zum

erſten Theil

der Hüttenkunde.

Bayerische
Staatsbibliothek
MÜNCHEN

Zu Seite 9. Zeile 15.

Der Bergbau und das Hüttenwesen machen einen bedeutenden Theil der Gewerbe, mithin ihre wissenschaftliche Bearbeitung einen Theil der Gewerbskunde aus. Man kann daher eine Berggewerbkunde, welche in Bergbaukunde und Hüttenkunde zerfällt, aufstellen. Die Hüttenkunde ist der Innbegriff aller derjenigen theoretischen und practischen Kenntnisse, welche zur zweckmäßigsten Zugutemachung der Erze dienen. Unter Hüttenwesen versteht man diejenigen Einrichtungen, welche zur zweckmäßigsten Zugutemachung der Erze eingerichtet sind. Hüttenwerke sind die Anlagen von Gebäuden mit ihren mechanischen Hülfsmitteln aller Art um die chemische Bearbeitung der Erze zu bewerkstelligen, daher Eisenwerke, Schwefelwerke u. dergl. Ein Hüttenwerk kann mehrere einzelne Hütten enthalten, doch wird oft die Benennung Hütte mit Hüttenwerk gleichbedeutend genommen. Das Hüttenwerk an der Halsbrücke bey Freyberg enthält eine Schmelzhütte nebst dem Amalgamirgebäude. Von dem Worte Hütte leiten sich nun ab: Verhütten, d. h. Zugutemachen der Erze, Hüttenbetrieb, d. i. die Ausübung des Geschäftes Erze zu Gute zu machen; Hüttenhaushalt, u. d. m.

Zu S. 12. Geschichte des Hüttenwesens.

Es fehlt uns immer noch an einer vollständig ausgearbeiteten Geschichte des Hüttenwesens. Ueber diesen Gegenstand verdienen nachgelesen zu werden:

Plinius Naturgeschichte.
Reitemeier, Geschichte des Bergbaues und Hüttenwesens bey den alten Völkern. Göttingen 1785.
Gmelin, Beyträge zur Geschichte des deutschen Bergbaues. Halle 1783.
Klotsch vom Ursprunge des Bergbaues.
v. Taunay, Mineralogie der Alten. 3 Theile. Prag 1802.
Gatterers Weltgeschichte. Erster Theil. Götting. 1785.
Karstens Eisenhüttenkunde. Halle 1816. Erster Theil. S. 24—39. enthält interessante Data aus der Geschichte des Eisenhüttenwesens.

Eine vollständige Geschichte des Eisenhüttenwesens hat uns Hasse versprochen.

Zu S. 14. Kenntnisse des Hüttenmannes betreffend.

Das Nothwendigste für den angehenden Hüttenmann ist die empirische Kenntniß der verschiedenen Arten des Zugutemachens der Erze selbst, welche er durch fleißiges Besuchen der Hüttenwerke und eigener Handanlegung sich verschaffen muß. Der Bergbau darf dem Hüttenmanne nicht ganz fremd seyn; vorzüglich muß er sich mit den Aufbereitungsprozessen genau bekannt machen; denn diese mechanischen Processe sind als nächste Vorbereitung der Erze für die Hütten höchst wichtig; auch kann er von manchen Aufbereitungsmaschinen auf den Hüttenwerken selbst Gebrauch machen. Aus dem Gebiete der Mineralogie muß er wenigstens so viel wissen, daß er Erze und Zuschläge richtig erkennen, und erstere von denen beygemengten unhaltigen Fossilien gehörig zu unterscheiden weiß. Die Mischung dieser Körper lehrt ihm die chemische Mineralogie und die erstern Kenntnisse die Oryktognosie. Der Hüttenmann soll gute mathematische Kenntnisse besitzen, ohne welche er weder Physik

noch Chemie noch Mineralogie gründlich erlernen kann. Sie werden ihm bey dem Rechnungswesen und bey dem Maschinenbaue die nützlichsten Dienste leisten: die Physik ist dem Hüttenmanne eine höchstwichtige Hülfswissenschaft. Die Lehre von der Luft, dem Wasser, dem Feuer, so wie die genaue Kenntniß der mechanisch wirkenden Kräfte finden auf den Hüttenwerken folgenreiche Anwendungen. Der Hüttenmann soll sich ferner mit der Baukunst und dem Zeichnen fleißig beschäftigen. Die Civilbaukunst bereitet ihn zur Erlernung der Ofenbaukunst vor. Da endlich in manchen Fällen die Hüttenwerke sich selbst mit gutem Brennholz und Kohlen zu versorgen haben, so muß sich der Hüttenmann auch einige forstmännische Kenntnisse zu verschaffen suchen. Ueber die beste Eintheilung der Zeit, welche ein junger Mann zur Erlernung des Hüttenwesens zu verwenden hat, sehe man nach.

Lampadius, Anleitung zum Studio des Bergbaues und des Hüttenwesens. Freyberg 1820.

Zu S. 23. Verwandtschaften.

Die Lehre von den Verwandtschaften der Körper hat in neuern Zeiten durch die Einführung der Electrochemie und Stöchiometrie in dieselbe einen bedeutenden Zuwachs erhalten. Man muß von dem wissenschaftlichen Hüttenmanne erwarten, daß er durch das Studium der allgemeinen Chemie sich hinlänglich mit diesen wichtigen Lehren bekannt gemacht habe; zu der Erklärung der chemischen Vorgänge bey den Hüttenprocessen, so wie bey der chemischen Behandlung der Hüttenprodukte sind ihm Electrochemie und Stöchiometrie unentbehrlich.

Zum Nachlesen über diese Gegenstände empfehle ich:

Berzelius, Versuch über die Theorie der chemischen Proportionen, nach dem Schwedischen und Französischen bearbeitet von Blöde. Dresden 1820.

Lampadius, Grundriß der Electrochemie. Freyberg 1819.

Mensing, leichtfaßliche Anleitung zu stöchiometrischen Rechnungen, mit einer Vorrede von Trommsdorf. Erfurt 1824.

Zu S. 46. Dampfauflösung.

Die Dampfauflösung hat einige neue Anwendungen bey Hüttenprozessen erhalten. Auf einigen englischen Alaunwerken, wie auch zu Tschermig in Böhmen löset man das Alaunmehl vortheilhafter durch Dämpfe in hölzernen Gefäßen, als durch Wasser in Bleypfannen auf. Das Nähere über diesen Prozeß wird man weiter unten in diesem Bande finden.

Zu S. 74. Erze betreffend.

Die oryctognostische Erkennung der Erze ist für den Hüttenmann von sehr großer Wichtigkeit, und es ist zweckmäßig, wenn derselbe auf der Grube bey dem Ausschlagen und der mechanischen Scheidung, sich mit den Erzen, welche er verarbeiten soll, möglichst genau bekannt macht. Diese oryctognostische Erkenntniß ist dem Hüttenmann vorzüglich nothwendig:

1. Bey der Anlage neuer Hüttenwerke, um zu bestimmen, welche Art des Zugutemachens der Erze unternommen werden soll.
2. Bey bestehenden Hüttenwerken, um die Erze nach ihren Mischungs- und Gemengtheilen gehörig zu beschicken.
3. Um bey dem Erzeinkauf die Güte der Erze nach dem äußern Ansehen gehörig zu beurtheilen, wie

z. B. bey der Freyberger Erzclassificirung, welche alle 14 Tage auf den Hüttenwerken erfolgt, wo die Erze von denen verschiedenen angelieferten Posten nach ihrem äußern Ansehen beurtheilt werden.

Mit Zuziehung der chemischen Erzkenntniß, welche wie S. 67. gezeigt worden ist, auch das Probieren der Erze mit in sich begreift, wird nun der Hüttenmann in den Stand gesetzt, gehörige Controlle der Hüttenprocesse zu führen und den Verlust bey dem Zugutemachen gehörig zu bestimmen. Der Verlust bey der Bearbeitung der Erze erfolgt auf eine vierfache Weise, nämlich:

1. was durch Gebläse und sonst mechanisch von den Erztheilen verflüchtigt wird;
2. durch chemischen Metallverbrand und Verflüchtigung;
3. durch dasjenige, was von der auszubringenden Substanz mechanisch in Schlacken und Rückständen hängen bleibt;
4. vermöge der Antheile der auszubringenden Substanz, welche in Schlacken und Rückständen noch chemisch aufgelöst bleiben.

Ein Beyspiel gibt uns der Zinnschmelzproceß. Es wird bey demselben a) Zinnstein verblasen; b) Zinn verbrannt und verflüchtigt; c) Zinnkörner bleiben in den Schlacken hängen, und d) Zinnoxyd ist noch in den Schlacken aufgelöst zurückgeblieben.

Kurze Betrachtung der Erzaufbereitung.

Diese mechanische Arbeit steht zwar dem Bergmanne zu, indessen ist ihre Kenntniß dem Hüttenmann wichtig, damit er beurtheile, ob die Erze

gehörig aufbereitet sind; ferner kann er von den Aufbereitungsmaschinen manche Anwendung für die Aufbereitung der Hüttenproducte machen. Folgende kurze Betrachtung der Aufbereitung soll den Hüttenmann nur auf diejenigen Gegenstände, welche für ihn besonders in dieser Hinsicht wichtig sind, aufmerksam machen. Obgleich die weitere Aufbereitung der Erze hie und da (wie z. B. auf den sächsischen Zinnhüttenwerken) noch auf den Hütten selbst erfolgt, so ist sie doch eigentlich die letzte Arbeit des Bergmannes auf der Grube, durch welche er die Erze zu reinigen und zu concentriren sucht. In hüttenmännischer Hinsicht hat man bey der Aufbereitung vorzüglich zu berücksichtigen:

1. Die möglichste Concentration des Erzes; das ist Absonderung oder Ausscheidung von oder aus dem Gestein.

2. Die möglichste Reinheit in Hinsicht auf beygemengte metallische Fossilien, welche dem Zugutemachen des Erzes nachtheilig sind, z. B. das Scheiden der Blende vom Bleyglanz, des Nickelerzes von den Kobalterzen u. d. m.

3. Der zweckmäßigste Grad mechanischer Zertheilung in Hinsicht auf die Größe des Korns. Zu mancher hüttenmännischen Bearbeitung der Erze ist es gut, wenn die Erze höchst fein zertheilt sind; für andere sind sie besser als grobes Korn geeignet. Alle für den Amalgamationsproceß aufbereiteten Erze können nicht fein genug abgeliefert werden; hingegen bey Schmelzprocessen ist eine zu große Kläre des Erzes nachtheilig. Es wird dann zu viel Erz mechanisch verblasen und geht ungleichförmig in dem Schachtofen nieder.

Die Aufbereitung erfolgt nun durch Menschenhände oder durch zweckmäßige Maschinen. Die erstere zerfällt in 3 Hauptarbeiten, als

a) das Erzausschlagen in der Grube;
b) das Ausschlagen über Tage und
c) die Scheidung auf der Scheidebank.

Bey allen diesen Handarbeiten ist darauf zu sehen, daß die dieselbe verrichtenden Arbeiter so viel Fossilienkenntniß besitzen; daß sie die Erze so viel wie möglich von der Gebirgsart, so wie von den Nebenfossilien der Lagerstätte zu unterscheiden wissen, und bey dem Aushalten mit Sorgfalt und Genauigkeit zu Werke gehen. Der Ganghäuer muß jede Art von Erzen oder von jedem Gange oder Trume für sich aushalten, und sie in gute Erze und Pochgänge rein absondern. Hiebey fällt denn auch das Grubenklein. Bey der ersten Separation suche man die Erze in möglichst großen Stücken zu lassen, damit nicht zuviel desselben unter das Grubenklein kommt, und dadurch die Masse des armen Erzes nicht vergrößert werde.

Eben so muß der Ausschläger auf der Halde nicht nur die geringhaltigen Gänge gehörig ausschlagen, und die Bergarten (Berge) größtentheils absondern, sondern auch die Pochgänge bis zu 3 bis 4 Cub. Zoll zerkleinern. Sehr derbe Erze kommen nun sogleich in das Trockenpochwerk. Das übrige Erz wird durch das Handfäustel noch weiter zerschlagen, und in ausgehaltene Gebirgsart, in Pochgänge und Scheidegänge zerlegt. Die Pochgänge werden dem Naßpochen übergeben; und die Scheidegänge erleiden eine abermalige mechanische Zerlegung auf der Scheidebank, und zwar: in reines Erz zum Trockenpochen; in Abfall oder

Setzerz für die Setzwäsche; in Pochgänge zum Naßpochen und in unhaltiges Gestein oder Berge. Wie gesagt, erfordern alle diese Handarbeiten ein geübtes Auge, um theils verschiedene Sorten von Erz, theils das Erz von dem Gestein so gut zu trennen, daß sowohl der Grube nichts verloren geht, als auch zweckmäßig der Hütte vorgearbeitet wird. Zwischen diesen genannten bloßen Handscheidungen und dem Aufbereiten durch Maschinen, stehen die Reinigungsmethoden der Erze, durch welche man sie von anhängenden feinen erdigen Theilen durch das Abspülen mit Wasser reinigt, in der Mitte. Man nennt sie Läutermaschinen. Manche Erze erleiden nur eine solche Läuterung ohne eine weitere Aufbereitung z. B. Bohnerz und Raseheisenstein wenn sie mit Thon oder Sand vermengt, vorkommen. Bey dem Gangbergbau dient dieses Läutern theils um unscheinbare mit Schlamm überzogene noch durch Handscheidung weiter zu zerlegende Erze, theils auch Abfälle rein zu waschen. Bey diesen Wascharbeiten, welche theils durch Handsiebe im Wasser; theils durch Fäll- und Rappmaschinen erfolgen, ist in hüttenmännischer Hinsicht weiter nichts zu bemerken.

Bey dem ausgehaltenen derben Erze, so wie bey den Scheidegängen welche zum Trockenpochen mittelst Pochhämmern oder Pochstempeln bestimmt sind, ist in Hinsicht des Grades ihrer mechanischen Zertheilung für die Hütten folgendes zu bemerken:

1. Erze welche zum Aussaigern in Röhren- oder ähnlichen Oefen (wie z. B. Wismuth- und Antimonerze) bestimmt sind, können durch Handfäustel in Stücke von der Größe eines C. Zolles ohngefähr zerschlagen werden.

2. Eben so Erze, welche ohne Zuschlag irgend einer Art von Destillations- oder Sublimationsarbeit unterworfen werden sollen.

3. Erze, welche in freien Haufen oder Roststätten geröstet werden sollen, läßt man in noch gröbern Stücken von 3 bis 5 C. Zoll. Die bey dem Zerschlagen fallende Kläre kommt oben auf die Röstbetten.

4. Bey Erzen, welche in Schachtöfen sollen verschmolzen werden, suche man soviel wie möglich das staubartige zu vermeiden. Körner von Erbsengröße würden sich am besten zu dieser Umschmelzung eignen. Da nun aber ein staubfreyes gepochtes Erz nicht zu erhalten steht, so wird doch, wenn der Erzpocher gehörig aufmerksam ist und fleißig durchwirft, ein staubarmes Erz zu erlangen seyn.

5. Erze zur Amalgamation oder für Processe, bey welchen sie mit Zuschlägen innig vermengt angewendet werden sollen, bestimmt, müssen im Gegentheil so fein wie möglich gepocht und durch feine Siebe geworfen werden. Bey den Setzarbeiten, welche bekanntlich darinn bestehen, daß man grob zertheilte Gemenge der Fossilien von verschiedenem specifischen Gewichte mittelst der Setzsiebe im Wasser auf und nieder bewegt, ist vorzüglich auf eine möglichst reine Absonderung in verschiedene Schichten sowohl durch die Handgriffe bey dem Siebsetzen selbst, als auch bey dem Abheben zu sehen. In diesen Sieben liegen oft 4 bis 5 Schichten in folgender Ordnung übereinander; z. B. oben Bergarten; dann kiesige und blendige Pochgänge; dann kiesige und blendige After; dann Bodengräupel und zu unterst der gesetzte Bleyglanz.

Würde nun bey einem solchen Siebsetzen nachlässig verfahren, so könnte dieses für die Hüttenwerke leicht den Nachtheil hervorbringen, daß von arsenikalischen und blendigen Erzen zu viel in dem Bleyglanz verbliebe und einen schlechten Schmelzgang veranlaßte. Bey dem Naßpochen und Umwaschen der Erze ist in hüttenmännischer Hinsicht folgendes zu bemerken:

1. Die Erze müssen, so viel es ohne Nachtheil der Gruben einigermaßen geschehen kann, so hoch wie möglich im Gehalte hineingewaschen werden.

2. Jedes einigermaßen bedeutende Grubengebäude, bekommt bey diesen Processen gewaschene Erze von verschiedenem Gehalt. Wo nun, wie bey dem Freyberger Bergbau, die Erze von einem gewissen Gehalt an die Hüttenwerke käuflich abgelassen werden, und die Bezahlung derselben nach dem verschiedenen Gehalte der Erze und nach ihrer Qualität verschieden ist, so unternehmen es die Verkäufer, auf den Gruben verschiedene schon aufbereitete Erze zu ihrem Vortheil zu vermengen. Man hat zu diesem Behuf auf größern Grubengebäuden eigene Mengemaschinen eingeführt, wo man verschiedene Erze gemeinschaftlich durch sich bewegende Siebe laufen läßt. Da nun die Vermengung verschiedener Erze, zu der Beschickung auf den Hütten gehört, und der Hüttenmann am besten wissen muß, zu welcher Arbeit er dieses oder jenes Erz verwenden soll, so kann man verlangen, daß eine solche Erzmengung nur nach vorheriger Berathung mit denjenigen Hüttenleuten, welche die Beschickung zu besorgen haben, geschehe.

3. Es liegt in der Natur der Sache, daß die Wäschen nur Schliche an die Hütten liefern kön-

nen. Da nun von diesen in Gebläseöfen leicht viel verblasen werden kann, so muß man in manchen Fällen gewaschene Erze wieder einsümpfen und durch Bindemittel als Lehm und Kalk wieder ein gröberes Korn herzustellen suchen. Ist dieses Bindemittel zu gleich ein zweckmäßig wirkender Zuschlag, um so besser ist es.

Man sehe in dieser Hinsicht unter andern nach:
Müllers Beyträge zur Metallurgie. Breslau u. Leipz. 1820. S. 6. u. ff.

Wenn nun, wie aus dem Vorhergehenden sich ergiebt, der Hüttenmann sich mit dem Aufbereitungsproceß der Erze als Vorbereitungsarbeit der Hüttenprocesse bekannt machen muß, so ist dieses auch darum nöthig, damit er selbst Aufbereitungsmaschinen zum weitern Aufbereiten mancher Erze und Hüttenproducte, auf den Hüttenwerken selbst erbauen und betreiben könne. Ich nenne in dieser Hinsicht:

1. Das Rösten und Verwaschen der rohen Zinnschliche;
2. Das Trockenpochen der Speise, des Kobaltglases, des Mergelkalks zum Abtreiben und dergl. m.
3. Das Auspochen der Metallkörner aus Schlacken;
4. Das Naßpochen und Verwaschen der Hüttenabgänge.
5. Das bloße Verwaschen mancher derselben
6. Die Schlemmarbeiten auf Blaufarbenwerken
7. Das Einsümpfen mit Bindemitteln und die Herstellung von Gestell- und Gestübemassen.
8. Das Trocken- und Naßmahlen mancher Erze und Hüttenproducte, wie auf Amalgamir- und Blaufarbenwerken.

9. Das Granuliren und Zerkleinen mancher metallischen Erzeugnisse.

In Hinsicht der Vorbereitung der wenigen flüssigen Mineralien, welche der Hüttenmann zu bearbeiten hat, als natürlichen Vitriol- und Alaunlaugen, ist zu bemerken, daß man dieselben in großen wasserdichten Reservoiren sammelt und sich durch Ruhe klären läßt; auch wohl bey den Alaunlaugen die Dornengradirung zu ihrer Reinigung und Concentration anwendet.

Von der Erzzuführung.

Bey der Anlage eines jeden Hüttenwerks, ist schon allerdings darauf Rücksicht zu nehmen, es dem Erzgewinnungspuncte so nahe wie möglich zu gründen. Wegen des Betriebes der Gebläsemaschinen muß man sich aber allerdings oft ziemlich weit mit der Hütte von den Gruben entfernen. Will man zu deren Umgange die Dampfmaschinenkraft anwenden, so kann man in dieser Hinsicht frey wählen, wie denn z. B. manche englische Eisenhüttenwerke dicht neben den Eisenstein- und Steinkohlengruben angelegt sind. Die Hülfsmittel die Erzzuführung zu erleichtern, bestehen:

1. In der Anlage und Erhaltung guter Straßen, zu deren Bedeckung Schlacken zu verwenden sind;
2. In der Anlage von schiffbaren Canälen über und unter Tage;
3. In der Benutzung der Schlittenbahne in kältern Gegenden;
4. In der Anlage und Benutzung von Eisenbahnen und Dampfwägen in denen sich dazu eignenden Gegenden.

Ueber die letztern lese man nach:

v. Baader's Geschichte und Beschreibung der englischen Eisenbahnen, ihre Kosten — ihre Wirkung u. s. w. in Dingler's polytechnischen Journal. Dritter Jahrg. erstes Heft. 1822. S. 1 — 52.

Der Hüttenmann hat sich auch beym Transportiren der Erze des Verlustes unter Wegs zu sichern. Bey unedlern Erzen ist ein gut zugemachter Kasten hinreichend. Reiche silber- und goldhaltige Erze werden in Erzfässer eingepackt und verschlossen übersendet. Auf den Hütten erfolgt nun die Uebernahme der Erze, wozu eine Erzwaage und für die Hütten die Einführung einer Näßprobe nöthig ist. Die Verwiegung des Erzes muß mit der größten Sorgfalt geschehen und steigt mit dem Gehalte desselben. Erze vom geringen Gehalte können nach einem gewissen Volumen übernommen werden. Hat man aber sehr edle Erze, so müssen diese gleich mit dem Wagen gewogen und dann das Gewicht des Wagens wieder abgezogen werden. Hierzu eignet sich nun am besten eine große Hebelwaage. Bey noch feinern Geschicken sind die Waagschaalen und die Waagkästen anzuwenden.

Ueber die Waage und das Gewicht haben die Officianten stets zu wachen. Sobald die Erze übernommen werden, wird eine Näßprobe von dem Waagemeister gemacht, welche auf eine sichere Art den wahren Wassergehalt angeben soll. Diese Probe ist sehr einfach. Sie wird auf einer ebenen Blechschaufel, welche an den Seiten einen aufgebogenen Rand hat und vorne etwas spitzig zuläuft, unternommen. Darzu ist ein kleiner Windofen mit einem Roste nöthig. Es wird nun das Erz gewogen (das Gewicht darf nicht zu klein seyn. Auf den Freyberger Hütten ist es 4 Loth cölln. Gewicht) und auf das erhitzte Blech gebracht. Durch Um-

rühren mit einem eisernen Spatel wird das Erz so lange auf dem Bleche erhalten, bis es völlig trocken und keine wäßrigten Dämpfe mehr entweichen. Hierauf wird es wieder gewogen und der Verlust sodann von dem eingewogenen Erze abgezogen, welches nun den wahren Gehalt des Erzes angiebt.

Sind die Erze nun durch die Waage für das Hüttenwerk übergeben, so muß man Sorge tragen, sie gut aufzubewahren. Denn natürlich haben alle Hüttenwerke Erz in Vorrath und wenn es möglich ist sucht man, besonders auf neu angelegten Werken, auf guten Erzvorrath zu halten, um nach gewissen Abschnitten arbeiten zu können. Wenn man dagegen alle neu angelieferte Erze gleich verarbeiten muß, so ergiebt es sich nicht selten, daß man schlechte Beschickungen machen und sie mit Schaden verarbeiten muß.

Hätte man z. B. bey uns, wo Roh- und Bleyarbeit statt findet, keine Vorräthe, so könnte gerade einmal Mangel an Bleyerzen eintreten, und die Hütte sehr mit dürren Erzen überhäuft werden. Man müßte daher die Bleybeschickung ärmer beschicken, wodurch ein großer Verlust für die Hütte entstehen würde.

Die Aufbewahrung muß dann in zweckmäßig eingerichteten Erzhäusern geschehen. Sie müssen so massiv als möglich und mit Etagen hergestellt werden, so daß man mittelst einer Brücke mit geladenen Wagen hinauf fahren kann. Um sie so viel als möglich gegen Feuer zu schützen, müssen sie mit Ziegeln, nicht mit Schindeln, gedeckt werden. Wo viele schweflichte und arsenikhaltige Dämpfe erzeugt werden, da ist es gut, wenn die Ziegel glasirt oder wenigstens doch stark gebrannt werden. Die Erzhäuser müssen nun eingetheilt werden, wo

das Erz dann Postenweise aufbewahrt werden kann. Auf dem Oberharze sind die Erzhäuser so eingerichtet, daß der innere Raum in gewisse Stände eingetheilt ist. Ueber den Ständen sind Hauptüberschriften angebracht, z. B. kiesige, blendige ꝛc.

Bey uns wird es Postenweise aufbewahrt. In jede Post wird eine Schindel oder Spahn gesteckt, auf welchem mit Kreide oder Röthel, oben der Name der Grube, darunter das Gewicht der Post und was es für Erz ist, zu unterst die Woche, Quartal und Jahr aufgeschrieben wird.

Classification der Erze und Vertheilung zu der Beschickung.

Die Classification der Erze ist in mancherley Hinsicht von großem Nutzen. Folgende Arten können Statt finden:

1. **Classification nach chemischen Principien**, wo das Hauptverhalten eines Erzes nach der Classe, in welcher es steht, genommen werden kann. Nach diesem Princip sind 4 Hauptclassen zweckmäßig aufzustellen, als:
   a) gediegene Metalle,
   b) Schwefelmetalle,
   c) oxydirte Metalle und
   d) gesäuerte Metalle.
2. Classification nach der Art der Aufbereitung, als: gepochtes, gewaschenes, zähes ꝛc.
3. **Classification der Erze für ihren Werth in merkantilischer Hinsicht.** Vermöge der Erztaxe haben die Freyberger Erze (s. 2ten Theiles erster Band) vier Classen, nämlich:
   a) **dürre Erze**, d. h. solche, in welchen der Silbergehalt mit erdigen Fossilien gemengt ist.

b) Kiesige.

c) Bleierze vorwaltender Bestandtheile 🜍 ♄.

d) Kupfererze, Kies und einige andere Arten.

Bey dieser Classirung wird auch auf alle andere Nebenbestandtheile Rücksicht genommen. Je weitläuftiger ein Hüttenwerk ist, mit desto größerer Sorgfalt muß die Classirung unternommen werden. In den Dürrerzen wird der Gehalt am wenigsten bezahlt, etwas mehr bey den kiesigen, noch höher aber ist die Bezahlung bey den glanzigen Erzen. Daher sind auch auf hiesigem Freyberger Hüttenwerke Tage bestimmt, wo diese Classirung der Erze geschieht; nämlich alle 14 Tage und zwar von dem ganzen Oberhüttenamte im Beyseyn eines Geschwornen von Seiten des Bergamts.

Von der Erzbeschickung.

Beschicken heißt beym Schmelzen Erze unter sich oder mit andern Substanzen zu versetzen, um dadurch einen guten und leichtflüssigen Gang, welches für das Ausbringen vortheilhaft ist, hervorzubringen. Dieses Vermengen nennt man auch das Vergattiren der Erze. Sehr verschieden ist nun die Benennung der Beschickung und hat daher auf verschiedenen Hüttenwerken andere Namen. So heißt z. B. die Beschickung in Ungarn das Vormaaß, auf dem Harze wieder das Vorlaufen oder ein Rost.

Folgende 3 Hauptzwecke können wir annehmen, um welche die Beschickung gemacht wird:

1. Um das Auszubringende auf einen gewissen Gehalt zu bringen.
2. Um dadurch einen guten Gang der Arbeit hervorbringen.

3. Um mancherley Abfälle wieder mit zu benutzen. Hierbey ist aber Vorsicht anzuwenden, daß nicht strengflüssige, die Oefen zumachende Abfälle, wie z. B. Ofenbrüche zugeschlagen, um dadurch den Gang der Arbeit zu erschweren, sondern sie lieber zu einer eigenen Arbeit zu bestimmen.

Die sogenannten Schmelzmittel, welche bey den Schmelzprocessen hinzugegeben werden, sind theils erdige Fossilien, theils metallische Oxyde, theils aber auch Schlacken. So werden z. B. bey den Gold- und Silberhüttenwerken die von spätern Arbeiten fallenden Schlacken zu frühern Arbeiten wieder mit zugeschlagen, wie z. B. die Bleischlacken zur Roharbeit ꝛc. Bey der Ausübung der Beschickung (Möllerung, Vergattirung) kommt es an:

1. Auf das **Entwerfen der Beschickung auf dem Papiere.**
2. Auf das mechanische Verfahren oder auf die **Beschickung in Wirklichkeit**, durch die Vorläufer oder andere dazu bestimmte Arbeiter, welche die Erze und Zuschläge nach Anleitung der Officianten mengen.

Je mannigfaltiger die Erze sind, welche auf einem bedeutenden Hüttenwerke verarbeitet werden, um so wichtiger ist besonders das erste der genannten Geschäfte. Bey uns in Freyberg ist es zunächst Geschäft des Oberhüttenmeisters, den Grubenvorstehern und Erz-Fuhrleuten Anweisung zu geben, auf welches Hüttenwerk diese oder jene Fuhren Erz abzuliefern sind. Sodann geben die Hütten- und der Amalgamirmeister alle 14 Tage in Gegenwart des Oberhüttenamtes bey der Erzclassificirung ihr Bedürfniß an Erz für eine gewisse Anzahl Rohöfen, Bleyöfen, Anquickfässer u. dergl. an. Es werden ihnen durch den Oberhüttenmeister

die Erzposten angewiesen, welche sie nun vermöge einer vorhergegangenen Berechnung des Durchschnittsgehalts nach dem arithmetischen Mittel ausheben, und dabey natürlich auch auf die für eine jede Arbeit sich eignende Qualität der Erze Rücksicht nehmen.

Es soll zum Beyspiel eine $7\frac{1}{8}$ löthige Amalgamirbeschickung von 650 Centn. Amalgamirerz ausgeworfen werden, wozu 4 Erzposten a 9. 7. 5 und 15 Loth vorhanden sind, so wird im Verhältniß von dem reichsten Erz die geringste Menge zu wählen seyn. Ich setze voraus, es sind vorhanden:

200	Centn. dürres Erz a C.	9löthig =	1800 Loth
300	— kiesig Silbererz. a C.	5löthig =	1500 —
100	— gewasch. dürres Erz a C.	7löth.	700 —
			4000 Loth.

Die Zahl der Centner als Divisor in die Zahl der Lothe als Dividuendum giebt eine $6\frac{2}{3}$ löthige, also noch zu arme Beschickung. Man sucht daher die Zahl der Centner, welche von dem reichern Erze noch nöthig sind, um die Beschickung 7 löthig zu machen, auf. Es werden sodann noch 49 Centn. 15 löthiges Erz hinzuzusetzen seyn, um eine $7\frac{1}{8}$ löthige Beschickung zu erhalten. In Hinsicht auf den guten Gang eines Schmelzens ist ebenfalls das Nöthige zu berechnen. Wenn man durch chemische Proben erfahren hat, daß ein Eisenstein im Centner 20 Pfund Thonsiliciat enthält, und sich nun an die Erfahrung hält, daß gleiche Theile Thon-Kiesel und Kalk einen guten Fluß im Hohofen geben, so sind auf 100 Centn. Eisenstein 10 Centn. Kalk zuzuschlagen. Bey dem Auflaufen der Beschickung selbst muß vorzüglich darauf gesehen werden, daß eine möglichst innige Vermengung der Erze und Zuschläge statt findet. Zu grobe Erz-

stücke und Zuschläge müssen daher zerkleinert, und durch Auflaufen in dünnen Schichten und gehöriges Durchschaufeln vermengt werden. Beschickungen von fein aufbereiteten Erzen und Zuschlägen vermenge man durch Mengemaschinen; d. i. einer Art von Sieben. Die erste rohe Vermengung erfolgt schon bey den Erzvorräthen durch Zusammenstürzen mehrerer Posten; sodann erfolgt die Fortsetzung der Vermengung auf dem dazu bestimmten, dem Ofen näher gelegenen Platze, Schichtboden, Möllerboden oder auf der Hüttensohle von den Oefen. Man bedient sich zum Auflaufen der Hunde oder der Karren; bey höhern Oefen noch besser der Ziehmaschinen, durch Menschen-, Wasser- oder Dampfkraft betrieben. Eigentlich sollten alle Beschickungen nach dem Gewichte gemacht werden. Wo indessen die Erze in ihrer Art nicht sehr abweichen, ist es hinlänglich, die Erzmaaße von Zeit zu Zeit zu wiegen. Bey sehr verschieden angelieferten Erzen ist das Wiegen der Beschickungstheile unumgänglich nöthig. Arme Schlackenzuschläge pflegt man nur Maaßweise zu nehmen.

Zu S. 75. Hüttenproducte.

Die Kenntniß der chemischen Erzeugnisse hüttenmännischer Processe, welche theils auf dem Wege äußerer Erkennung, theils durch chemische Bearbeitung derselben erlangt werden kann, ist für den Hüttenmann von der größesten Wichtigkeit. Hüttenbeamte und Officianten erlangen dadurch ein Hülfsmittel den bessern oder schlechtern Gang eines Hüttenprocesses nach dem äußern Ansehen der gefallenen Producte zu beurtheilen. Die Erkennung der Mischung dieser Producte giebt auch ferner manchen wissenschaftlichen Aufschluß für das Gebiet der Chemie und der Mineralogie. Ich ge-

denke hier der interessanten Arbeiten Hausmanns *) und seines Schülers Koch **). Wir sehen unter andern bey der Bildung so mancher Hüttenproducte durch das Feuer, daß hier denen auf dem nassen Wege gebildeten Fossilien ähnliche Körper entstehen; daß auch hier wie dort Atome der Körper nach stöchiometrischen Verhältnissen zusammentreten. So wird z. B. künstlicher Bleyglanz, schwarze und gelbe Blende u. d. m. durch das Feuer gebildet. Die Aufstellung der Sammlung von Hüttenproducten kann auf eine zweyfache Weise erfolgen, nämlich: 1. Nach denen in denselben vorwaltenden characterisirenden Bestandtheilen, als: Metalle, Metallegirungen, Schwefelmetalle, Schlacken, Brennstoffe, Salze u. s. w. oder 2. nach dem Gange der Hüttenprocesse, bey welchen sie erhalten wurden. Indem man dergleichen Sammlungen durchsieht, erneuert sich die Bekanntschaft mit dem Hüttenprocesse, welcher die Producte lieferte.

Zu S. 76.

Die unter c) aufgestellten Hüttenproducte nenne ich in neuern Zeiten Zwischenproducte. Sie enthalten die auszubringende Substanz zwar schon concentrirter, aber bedürfen zur Ausscheidung derselben noch einer weitern hüttenmännischen Behandlung.

Zu S. 78.

Die Untersuchung der Goldsorten erfolgt entweder durch Abtreiben mit Bley auf der Ca-

---

*) *Hausmann* specimen crystallographiae metallurgicae. Gotting. 1819.

**) Beyträge zur Kenntniß krystallinischer Hüttenproducte von F. Koch. Götting. 1822.

pelle, oder durch Auflösung in Salpetersalzsäure. Auf der Kapelle abgetrieben, kann das Gold nur noch Silber und Platin enthalten. Wird Gold in starker Salpetersalzsäure aufgelößt, und die Auflösung verdünnt, so wird, wenn es silberhaltig ist, salzsaures Silberoxyd zurückbleiben. Platin wird in der Auflösung durch salzsaures Ammoniak entdeckt, bey dessen Hinzufügung gelber Platinsalmiak fällt. Spuren von Bley findet man durch schwefelsaures Natron auf. Bey größerm Bleygehalte finden sich nach der Auflösung des Goldes und nach Abkühlung der Solution Krystalle von salzsaurem Bley ein. Kupfer wird gefunden, wenn man, nachdem das Gold durch schwefelsaures Eisenoxydul niedergeschlagen worden ist, Ammoniak in die abfiltrirte Flüssigkeit gießt, und sodann eine Bläuung erfolgt. Der güldische Rohstein *) muß, nachdem er geröstet wurde, mit 16 Bleyschweren angesotten und das erhaltene Werkbley abgetrieben werden. Eine solche Probe muß man, wie die Probirung der armen Abfälle, 16 bis 20 fach machen, um ein sicheres Resultat zu erhalten. Man setzt auch, um das Gold zu sammeln, etwas Silber bey dem Ansieden zu. Goldamalgam wird in einer kleinen Retorte durch Destillation zerlegt, und der Rückstand mit Bley abgetrieben. Silberhaltiges Gold wird entweder durch Salpetersäure oder durch Salpetersalzsäure zerlegt. Güldisches Werkbley treibt man auf der Kapelle ab.

---

*) Müller in seinen Beyträgen zur Metallurgie. Breslau 1820. nennt den arsenikhaltigen Rohstein, welchen man bey einer Verarbeitung arsenikalischer Goldschliche erhielt, Speise. Dieses Schwefelmetall ist nicht mit eigentlichen Speisen zu verwechseln.

Zu S. 82.

Der Gehalt der Blicksilber vom großen Treiben ist sehr abweichend auf verschiedenen Hüttenwerken. Unsere Freyberger enthalten jetzt gewöhnlich 14 Loth 2 – 3 Q. Ag. Die übrigen Bestandtheile sind: Kupfer, Bley, nebst etwas Arsenik und Nickel. Wenn das **Brandsilber** im Schmelzen mit völlig klarer Oberfläche sich zeigt, und sich leicht an ein kaltes Eisen in großen blanken Tropfen anlegt, so ist es von vorzüglicher Güte. Das Freyberger wird in Teststücken von 40 – 50 Mark mit einem Gehalt von 15 L. 2 Q. 2 Pf. bis 15 L. 3 Q. zur Münze abgeliefert. Die an völliger Feine fehlende Verunreinigung ist gewöhnlich Kupfer, zuweilen Nickel. Bey denen aus dem Amalgamationsprocesse hervortretenden Blicksilbern, will man in der Münze zuweilen noch Spuren von Quecksilber wahrgenommen haben. Alle Silbersorten untersucht man auf der Kapelle, oder mittelst der Salpetersäure. Der Freyberger silberhaltige **Rohstein** ist ein Gemisch aus Schwefeleisen im Minimo ($Fe\,S\,2$) mit Schwefelbley, Schwefelzink, Schwefelkupfer, Schwefelarsenik und Schwefelsilber. Die **Probirung** desselben, so wie des **Anreichersteins** geschieht wie bey dem güldischen Rohsteine. Auf dem nassen Wege muß man diese Produkte durch Salpetersalzsäure aufschließen. Ein Theil des Schwefels bleibt hiebey zurück, und ein andrer findet sich als Schwefelsäure in der Auflösung. Das silberhaltige **Werkbley** wird entweder abgetrieben, oder durch Salpetersäure zerlegt. **Silberhaltiger Kupferstein** und **Schwarzkupfer** müssen mit 16 – 20 Bleyschweren angesotten und abgetrieben werden. Auf dem nassen Wege löse man sie in Salpetersäure auf. Schwefel und Arsenik bleiben theils hiebey zurück, theils sind sie als Säuren in der

Solution zu finden. Das Silber wird durch salzsaures Natron gefällt. Es kann das fallende salzsaure Silber salzsaures Bley enthalten und muß daher gut ausgesüßt werden. Das Kupfer kann man durch Zink fällen. Im Anquickſilber zu Freyberg, dessen Bestandtheile nach der Art der Beschickung sehr abweichen, haben neuere Untersuchungen gegeben:

Silber	75,0
Kupfer	21,2
Bley	1,5
Nickel	0,3
Arsenik	0,4
Antimon	0,2
Quecksilber	0,7
	99,3

Das **Plachmal** ist ein Gemisch von ohngefähr 91 Theile Schwefelsilber (Ag S2) mit 9 Theilen Schwefelbley (Po S2).

Zu S. 84.

Der vorwaltende Bestandtheil der **silberhaltigen Rohschlacken** ist allerdings Eisenoxydulsiliciat; doch enthalten sie auch Verbindungen von Eisenoxydul mit andern Erden, so wie sie viel Zinkoxyd mit Spuren von Bleyoxydul und Kupferoxyd zeigen. Gut ausgeschmolzen zeigen sie einen ziemlich glasigen Bruch und wenig Blasen; auch keinen eingemengten Rohstein. Seitdem auf den Freyberger Hütten das Schmelzen mit Coaks eingeführt worden ist, geben 4 Centner Rohschlacken nur 1 Quent. Silbergehalt bey 4löthigen Rohstein. Die Anreicherschlacken halten noch 1 Q. Silber p. Cent. Weil in den ältern Zeiten die Rohschlacken nicht so rein von eingemengtem Rohstein

fielen, ließ unser verehrter Chef, Hr. G. F. R. Berghauptm. **Baron von Herder**, solche alte Rohschlacken naß pochen und über Stoßheerde verwaschen. Man erhielt daraus einen Schlich, welchem man den Namen **Schlackenerz** beylegte. Er zeigte sich als ein Gemenge von Schwefelmetallen mit noch etwas Rohschlacke. Man sehe die Analyse dieses Produkts weiter unten.

Hieher gehört auch noch der arme **Rohstein**, welchen man in neuern Zeiten bey uns aus armen Sumpfschlichen und Kiesen mittelst eines Quarzzuschlages ausschmelzte. Er gleicht dem gewöhnlichen Rohstein und wird bis auf 2½ Silber gebracht. Durch eine zweyte Schmelzung mit Quarz, nach vorhergegangener Röstung, wird er über den doppelten Gehalt gebracht. Beyde Schlacken sind, vorzüglich die zweyte reich an Eisenoxydulsiliciat.

Roh- und Anreicherschlackenproben werden mit Bley, aber 8 bis 10 fach gemacht. Um sie zu analysiren, geht man am sichersten, wenn man sie im Platintiegel mit Aetzkali aufschließt, und sie dann erst mit Säuren behandelt.

Merkwürdig sind die **Ofenbrüche** der Roh- und Anreicherarbeit. Sie legen sich theils in der Formgegend, theils höher im Ofen an. Letztere gleichen dem Bleyglanz in Ansehen und Mischung; erstere theils der schwarzen, theils der gelben Blende.

Zu S. 86.

Von verflüchtigten Substanzen überhaupt finden sich bey den Silberhüttenprocessen zu Freyberg folgende:

a) **Rohofenblumen** (Hüttennicht). Es ist ein feines, weißes staubiges Sublimat, welches

sich an der Vorwand des Ofens über dem Spur anlegt, und größtentheils weißes Zinkoxyd ist. Es enthält eine Spur von Bleyoxydul und arsenigter Säure. Im Centn. enthält es 2 Quent. Silber.

b) Fluggestübe der Roh- und Anreicheröfen. Es wird in Fluggestübekammern über dem Oefen gesammelt und ist größtentheils verblasenes Erz, etwas ärmer als das der Beschickung, gemengt mit etwas arsenigter Säure und Zinkoxyd; enthält 1¼ Loth Silber und 17 Pfund Bley.

c) Bleyofenrauch. Er legt sich in geringerer Menge als die Rohofenblumen auf ähnliche Weise vorn an der Ofenseite von weißer Farbe an. Er besteht aus kohlen- und schwefelsaurem Bleyoxydul mit Zinkoxyd gemengt; giebt bey der Probe einige 30 Pfund Bley und 3–4 Quent. Silber.

d) Fluggestübe der Bley- und Bleysteinöfen. Ist wie bey der Roharbeit verblasenes Erz; enthält 2 L. Silber und 40–50 Pfund Bley.

e) Treiberauch. Er entsteht in großer Menge bey dem Abtreiben des Werkbleyes, wo er sich in dicken weißen Wolken erhebt. Er läßt sich, da sein Aufsteigen mehr Folge eines mechanischen Auftreibens durch den Luftstrom, als Folge einer wahren Dampfbildung ist, sehr schwer verdichten, und geht daher immer noch in Menge, trotz der angebrachten Verdichtungsräume, verloren. Die mit demselben auf hiesigen Hütten angestellten Proben geben 25–30 Pfund Bley und 1½ bis 2 Loth Silber im Centner. Er führt kohlensaures Bleyoxydul, arsenigte Säure, Zink- und Antimonoxyd.

Wer ein Verfahren angeben würde, diesen Rauch völlig zu condensiren, würde sich ein großes Verdienst um die Silberhüttenprocesse erwerben; denn hier findet der größte Silberverlust bey diesem Processe statt.

f) Silberbrennrauch. Er wird als ein grauweißer Staub in dem Condensator, welcher in dem Freyberger Silberbrennhause über und neben der Silberbrennesse angebracht ist, gesammelt. Es ist ein Gemenge aus fein mechanisch zertheiltem metallischem Silber mit arsenigter Säure, Kupfer- und Nickeloxyd, Bleyoxydul und Spuren von Quecksilberoxydul gemengt.

g) Fluggestübe der Bleyerzröstöfen. Es ist ein graubraunes Pulver; theils verflüchtigtes Erz, theils arsenikalisches Sublimat, und enthält à Centn. 4–5 Loth Silber und 25–30 Pfund Bley.

h) Fluggestübe der Amalgamirerzröstöfen. Es wird als ein braungraues Mehl in den Fluggestübekammern über den Röstöfen gesammelt. Es besteht größtentheils aus verflüchtigtem Erze, durch den Luftstrom aufgetrieben, nebst ohngefähr 9 p. C. grauem Arsenik. Es pflegt $1\frac{1}{2}$–2 Loth ärmer als die Beschickung selbst zu seyn.

i) Essensublimat der Amalgamirerzröstöfen. Er zeigt sich als ein festes graues krystallinisches Sublimat mit einem Silbergehalt von 2–3 Loth, und besteht aus 85 Theilen arsenigter Säure, 10 Theilen Ruß und dem übrigen eines Rückstandes von Erztheilchen. Er enthält wahrscheinlich etwas salzsaures Silberoxyd (Chorsilber); der Gehalt ist $\frac{7}{8}$ L. Silber.

k) Fluggestübe des Condensators der Amalgamirerzröstöfen. In neuern Zeiten wurde nach meinem Vorschlage noch am obern Ende der Essen gedachter Oefen ein kleiner Condensator zur Probe angebracht, in welchem sich ein feiner graubrauner Staub verdichtet. Er enthält 3½ Loth Silber, theils als Erzstaub, theils als salzsaures Silberoxyd. Wahrscheinlich wird man in der Folge dergleichen größere Verdichtungsräume über allen Essen oft gedachter Röstöfen anbringen.

l) Amalgamirmühlenmehlstaub. Es ist nichts anders als fein zertheiltes Erz, welches bey dem Mahlen verstiebt, und von welchem etwas auf einem über den Mühlen angebrachten kleinen Boden, zu welchem hölzerne Lutten es führen, verdichtet wird; enthält à Centn. 4¾ Loth Silber.

m) Fluggestübe vom Amalgamirsilbereinschmelzen. Dieses wird in einem kleinen an der Esse — unter welcher das Silber der Ausglüheteller eingeschmolzen wird — angebrachten Condensator als ein schwerer grauweißer Staub gesammelt, ist bis jetzt nicht analysirt, enthält aber 21 Mark 13 Loth Silber im Centner.

Alle diese Fluggestübe werden mit Ausnahme von i) bey paßlichen Beschickungen wieder mit zugeschlagen oder für sich verarbeitet. i) Wird an die Arsenikwerke abgelassen.

Einige neue Producte des Amalgamirwerks, durch eine neue Methode das Teller- oder Anquicksilber auf dem nassen Wege fein zu machen, sind:

Geglühetes Anquickſilber *). Es wird durch ein gelindes 5ſtundiges Glühen des Anquickſilbers mit Flammenfeuer erhalten, iſt ſchwarzgrau; von erdigem Anſehen und leicht zerbrechbar. Es iſt Silbermetall, in dem die Nebenbeſtandtheile größtentheils oxydirt ſind; iſt beſonders reich an Kupferoxyd.

Extractionsſilber. Es wird aus dem vorhergehenden durch Digeſtion mit verdünnter Schwefelſäure bereitet. Die traubenförmigen Stücke, in welchen es erſcheint, ſind auf der Oberfläche ſchön mattſilberweiß; der Bruch iſt erdig porös und zeigt noch etwas Kupferoxyd eingemengt, auch finden ſich auf demſelben einzelne kleine nadelförmige Kryſtalle von ſaurem ſchwefelſaurem Bleyoxydul und ſchwefelſaurem Queckſilberoxydul. Es zerfällt bey dem Einſchmelzen in raffinirtes Amalgamirſilber und Raffinirſchlacke. Erſteres wird von 15 L. 2 Q. 2 Pf. Feine erhalten; letztere iſt noch nicht analyſirt, enthält aber viel Kupferoxyd und iſt 50–56märkig im Centn.

Bey dem S. 84. beſchriebenen Anquickſilber iſt noch des Waſchbottigamalgams und Metalles Erwähnung zu thun. Das gewöhnliche Silberamalgam wird erhalten, wenn man nach Beendigung der Amalgamation das amalgamhaltige Queckſilber aus den Fäſſern abläßt und durch Spitzbeutel von Zwillig das überflüſſige Queckſilber abpreßt. Werden nun die Rückſtände aus den Anquickfäſſern in Waſchbottigen verwaſchen, ſo bekommt man noch einen Theil amalgamhaltigen Queckſilbers. Das aus dieſem erhaltene Waſchbottigamalgam

*) Der neue Proceß, durch welchen folgende drey Producte erhalten werden, ſoll weiter unten beſchrieben werden.

ist merkwürdig von dem erstgenannten Amalgam völlig verschieden. Es ist Kupferamalgam mit wenig Silberamalgam. Das aus diesem durch den Destillationsproceß geschiedene Metall ist schwarzbraun von Farbe, sehr porös, von erdigem Ansehen, aber giebt einen metallischen Strich und enthält pro Mark nur 2 – 3 Quent. Silber. Aus dieser Erscheinung geht hervor, daß das Kupferamalgam weit stärker als Silberamalgam an den Rückständen adhärirt. Das Waschbottigmetall wird der Hütte übergeben, welche es bey dem Kupfereinschmelzen mit zuschlägt.

Zu S. 86. a. Bleyhüttenproducte.

Nach Karsten (siehe dessen metallurgische Reise durch einen Theil von Bayern u. s. w. Halle 1821.) benennt man zu Bleiberg in Kärnthen Jungfernbley das erste Bley, welches schon 1½ Stunden nach dem Einsetzen der Schliche auf dem Röstschmelzheerde zum Vorschein kommt. Heerdbley heißt dasjenige, welches bey fortgesetzter stärkerer Feuerung erscheint. Werden die von dem ersten Röstschmelzen verbliebenen Rückstände (Krätze) aufbereitet und die erhaltenen Krätzschliche von neuem bearbeitet, so fällt das Krätzbley. Keines dieser Bleye wird aber für sich verkauft, sondern zu einer Sorte zusammengeschmolzen. Probierbley wird daselbst aus völlig silberfreyen Bleyglanzen geschieden.

Zu S. 87. d. Abstrichbley.

Im Jahre 1824 machte Herr Hüttenmeister Oeser auf den Muldner Hütten einen Versuch, mittelst eines Zuschlages von Eisenfrischschlacke und Quarz bey dem Anfrischen des Abstrichs ein reine-

res Bley zu erhalten. Es fiel dieses Abstrichbley zwar arsenikärmer aber eisenreicher als das gewöhnliche. Dabey fiel über dem Bley im Stichheerde eine eigene Art von Kupferstein. Das Kupfer des Abstrichs hatte sich nämlich mit Eisen und Arsenik in einen König begeben. Die Schlacke war bleyarm und reich an Eisenoxydulsiliciat.

Zu S. 91. Schluß §. 84.

Sämmtliche Bleyhüttenabfälle, welche das Bleyoxydulict enthalten, werden am besten mit 3 Theilen schwarzen Fluß und $\frac{1}{3}$ Eisenfeile auf dem Schmelzwege probirt. Bleysteine röstet man zuvor ab. Um die Bleysorten selbst zu prüfen, löset man sie in reiner Salpetersäure auf. Arsenikalische geben bey dieser Auflösung und Verdünnung eine milchweiße Trübung; kupferhaltige färben die Salpetersäure bläulichgrün; eisenhaltige schwachgelblich u. s. w. Auch die Bleysteine und Schlacken werden mit Salpetersäure behandelt.

Zu S. 104. Schluß des §. 85.

Die so mannigfaltigen Kupferhüttenproducte werden auf folgende Arten probirt: kupferreiche gold- und silberhaltige Producte werden mit 16 bis 20 Bleyschweren angesotten, und das Werkbley auf der Capelle abgetrieben. Bey einigen ist vorherige Röstung oder Durchglühen nöthig. Die kupferoxydhaltigen Producte reducirt man mit 3 – 4 Theilen schwarzen Fluß zu Schwarzkupfer, welches man gaar macht. Sind solche Producte sehr arm an Kupfer, so setzt man bey der Reduction 1 – 2 Centner Probierbley mit hinzu, um das Kupfer im Bley aufzulösen. Auf dem nassen Wege löset man die sauerstoffleeren Producte in Salpetersäure

auf. Die oxydirten treten, wenn sie zu höchst zarten Pulver zerrieben werden, ihren Kupfergehalt an starkes liquides Ammoniak ab.

Zu S. 106. Varietäten des gaaren Eisens.

Karsten *) führt die Varietäten des gaaren Eisens auf zwey Hauptarten zurück, nämlich:

A. Hartes Eisen. Es nimmt nicht leicht äußere Eindrücke an, und behält bey dem Ausschmieden länger eine körnige Textur.

a) Hartfestes Eisen (zähderbes) ist in der Kälte und Wärme einer Biegung nach allen Richtungen fähig.

b) Hartsprödes Eisen. Es ist schlecht schmiedbar, und zerspringt auch leicht in der Kälte. Es ist gewöhnlich noch mit nicht völlig gaaren Eisen vermengt (unganz).

c) Hartmürbes Eisen. In der Hitze ist es schmiedbar, zerspringt aber leicht in der Kälte. Es ist das Kaltbrüchige. Einige Spuren von Phosphoreisen geben vorzüglich dem Eisen diese Eigenschaft.

d) Hartwildes Eisen oder rothbrüchiges. Läßt sich kalt schmieden; zerreißt aber bey dem Rothglühen. Gewöhnlich schreibt man dem Schwefeleisen im Eisen diese Eigenschaft zu. Sie wird aber wahrscheinlich auch durch Siliciumeisen und andere Beymischungen hervorgebracht.

Diesem füge ich noch hinzu:

e) Hartunschweißbar Eisen. Diese seltene Art fand sich bey dem Verfrischen eines arsenikalischen

---

*) s. Karsten's Eisenhüttenkunde. Halle 1816. B. 2. S. 378.

Roheisens zu Breitenhof im Erzgebirge ein. Es ließ sich kalt und warm leidlich schmieden, aber durchaus nicht mit andern Eisen zusammenschweißen.

B. **Weiches Eisen.** Giebt äußern Eindrücken leicht nach, und erhält bey dem Ausstrecken seine körnige Textur nicht lange.

a) **Weichzähes Eisen**; läßt sich kalt und warm leicht biegen, schmieden und walzen. Es ist das reinste Eisen.

b) **Weichsprödes Eisen.** Es ist eine Art von kaltbrüchigen Eisen, da es sich warm gut schmieden läßt, aber in der Kälte leicht springt. Man nennt es auch übergaares oder verbranntes Eisen. Es ist wahrscheinlich mit etwas Eisenoxydul vermengt.

c) **Weichmürbes Eisen.** Es ist zwar in der Hitze und Kälte biegsam, hält aber keine starke Hammerschläge aus.

Daß kleine Quantitäten beygemengter Stoffe die Eigenschaften der Metalle überhaupt, mithin auch des Eisens sehr abändern können, ist eine bekannte Thatsache. Um die Hervorbringung der Varietäten des Eisens sämmtlich gehörig zu erklären, sind noch mehrere chemische Untersuchungen derselben nöthig.

Zu S. 106 – 108. Roheisen.

Da unser berühmter Eisenhüttenmann Hr. OR. **Karsten** in seiner **Eisenhüttenkunde** an mehreren Stellen, vorzüglich aber im ersten Bande §. 137 bis 146. eine von den bisherigen sehr abweichende Ansicht über die Verschiedenheit des weißen Roheisens von dem grauen aufstellt, so halte ich es für

Pflicht, diese 1. hier im Auszuge mitzutheilen; sodann 2. meine bisher gehegte und durch die Grundsätze der Stöchiometrie verbesserte Ansicht kurz aufzustellen und 3. des geschätzten Berzelius Lehre über diesen Gegenstand zu erwähnen.

Nach **Karsten** findet im Roheisen kein Sauerstoffgehalt statt, sondern es giebt zwey Verbindungsstufen zwischen Eisen und Kohle; die eine Graphit oder **Eisenkohle** (nach **Scheele** 90 C. und 10 Fe; nach **Gahn** 93 C. 7 Fe; nach v. **Saussüre** 96 C. und 4 Fe) die andere **Kohleneisen**, dessen Sättigungsgrad **Karsten** vor der Hand noch unentschieden läßt. Der stärkste Kohlengehalt, welcher **Karsten** im weißen Roheisen vorkam, war 95 Fe und 5 C. Das graue Roheisen enthält nun die Eisenkohle und das weiße Kohleneisen. Wird graues Roheisen im Flusse plötzlich abgekühlt und dadurch in weißes umgeändert, so hört alle Bildung von Eisenkohle auf und es verbindet sich der Kohlengehalt derselben plötzlich mit dem gesammten Eisen zu Kohleneisen. Mithin liegt die Hauptverschiedenheit der Roheisensorten mehr in der Art der Kohlenverbindung als in der Menge des Kohlenstoffs. Uebrigens giebt Karsten zu, daß andere Nebenbestandtheile als Mangan u. s. w. Verschiedenheiten des Roheisens erzeugen können. Im Stahl findet die Gegenwart des Kohleneisens ebenfalls statt. Meine neuern, seit Einführung der Stöchiometrie, gefaßten Ansichten über das Roheisen und den Stahl sind folgende:

1. Es war irrig, wenn man von einen Gehalt des Eisens an Kohlenstoff, Sauerstoff, Phosphor und so weiter sprach, und sich diese Stoffe durch die ganze Masse des Eisens in allen möglichen Verhältnissen **chemisch gebunden** dachte.

2. Da alle Elemente der Körper sich nur nach bestimmten Atomenverhältnissen mischen, so können die im Roheisen sich findenden zusammengesetzten Atome nur mehr oder weniger zerstreute Gemenge in der Hauptmasse des Eisens seyn.

3. Wenn das so strengflüssige Eisen während seiner Abscheidung im Ofen mit zusammengesetzten Körpern als Eisenkohle, Phosphoreisen u. s. w. in Berührung kommt, so lagern sich, wenn auch oft nur geringe Mengen von diesen Mischungen mechanisch zertheilt in das Eisen ein. Der größere Theil, wie z. B. die Eisenkohle geht aus dem noch flüssigen Eisen in oder an die Schlacke.

4. Die mechanisch eingelagerten Bestandtheile stören nun den innigern Zusammenhang der Eisenatome selbst; der Zusammenhang wird durch die Expansionskraft leichter überwunden und das Eisen wird leicht schmelzbarer.

5. Die bey der Reduction der Eisensteine im Hohofen mit erzeugten zusammengesetzten Bestandtheile, welche des mechanischen Eintritts in das reducirte Eisen fähig sind, sind immer **Eisenkohle** und **Eisenoxydul**, welche die Hauptverschiedenheiten des grauen und weißen Roheisens hervorbringen. Die Gegenwart der Eisenkohle in feinen Blättchen eingestreuet, kann durch das freye oder bewaffnete Auge, so wie durch Auflösung des Roheisens in Säuren wobey Eisenkohle zurückbleibt, erkannt werden. Die Gegenwart des eingemengten Eisenoxyduls wird nachgewiesen durch Entbindung von Kohlenoxydgas und Kohlensäure, welche Statt findet, wenn man Feilen von Roheisen mit ausgeglüheter Kohle glühet, und wenn man bis zum starken Rothglühen erhitztes Roheisen walzt, oder im Augenblicke sei-

ner Erstarrung unter einer Münzpresse stark zusammendrückt, wobey sich geschmolzenes Eisenoxydul auspreßt. Je größer die Menge von eingemengter Eisenkohle in einem Roheisen ist, um so grauer fällt es aus; je größer die Menge von Eisenoxydul um so weißer. Die graue Farbe des Roheisens kann aber durch Beymengungen von Manganeisen, Phosphoreisen vermindert werden.

6. Wenn das Roheisen plötzlich in dünnen Lagen mit Wasser abgeschreckt wird, so wird ein Theil seiner Eisenkohle oxydirt. Die Kohle entweicht als kohlensaures Gas und das Eisenoxydul bleibt in dem abgeschreckten Eisen zurück. Wird der Ablöschungsproceß, wie bey dem Puddlingfrischen öfterer wiederholt, so wird die Eisenkohle völlig zerstört; das Eisenoxydul ausgesaigert und das Eisen wird gaar.

7. Die Frischprocesse bestehen in der Hauptsache darin: die Eisenkohle zu verbrennen, und das Eisenoxydul, sowohl das im Roheisen enthaltene, als auch das während des Frischens gebildete auszusaigern und durch den Hammer auszupressen.

8. Da man es in den Hohöfen fast niemals mit reinen Eisenoxydaten, sondern auch mit manchen den Eisensteinen beygemischten und beygemengten Nebenbestandtheilen zu thun hat, so entsteht dann auch Manganeisen, Silicineisen, Alumineisen, Calcineisen, Phosphoreisen, Schwefeleisen, Arsenikaleisen, Chromeisen, Titaneisen, Kupfereisen, Zinkeisen und vielleicht noch andere Eisenverbindungen, welche sehr mannigfaltige Varietäten des Roheisens erzeugen können.

9. Stahl unterscheidet sich vom Roheisen erstlich durch Abwesenheit des Eisenoxyduls, so wie überhaupt durch größere Reinheit, zweytens durch einen geringern Gehalt an Eisenkohle und drittens durch eine innigere Mengung der Eisenkohle, wie denn z. B. aus Cementstahl durch Umschmelzen ein besserer Stahl von einem feinern Korn erhalten wird. Uebrigens lehren uns neuere Erfahrungen von Faraday und andern, daß durch Einmengung einer geringen Menge von andern Gemischen als Silbereisen, Manganeisen, Rhodeisen, Alumineisen u. s. w. die Eigenschaften des Stahls erhöhet werden können.

Berzelius in seinem Lehrbuche der Chemie 2ter Band übersetzt von Palmstedt, spricht sich von S. 581 - 595. folgendermaßen über Eisenkohle, Roheisen und Stahl aus: 1. das Eisen scheint sich in mehreren bestimmten Verhältnissen mit dem Kohlenstoff verbinden zu können, obgleich man durch Zusammenschmelzen entweder Graphit oder Roheisen (weißes?) erhält, welches die beyden Extreme dieser Verbindungen zu seyn scheinen. 2. Als Zwischenstufen führt Berzelius das Kohleneisen an, welches sich bildet, wenn man Cyaneisenammoniak aus einer Retorte destillirt. Das in der Retorte verbleibende Kohleneisen ist ein lockeres schwarzes Pulver, welches sich bey geringer Hitze entzündet, und scheint, da es ein der verbrannten Kohle gleiches Gewicht Eisenoxyd zurückläßt, und da dessen Eisengehalt um in Oxydul überzugehen 1 Theil Sauerstoff hingegen dessen Kohlengehalt 4 Theile Sauerstoff um Kohlensäure zu bilden, bedarf ein Quadricaburet (C^4 Fe) zu seyn. Auf ähnliche Weise erhitztes Berlinerblau giebt ein ähnliches entzündbares schwarzes Pulver ein Tricarburet (C^3 Fe).

3. Schwarzes Roheisen enthält eingemengte Graphitkörner und die größte Menge Kohlenstoff. Es entsteht, wenn zu viel Kohlen müßten auf die Gicht genommen werden. Graues Roheisen entsteht aus gutartigen Erzen, wenn sich der Hohofen im gehörigen Gange befindet. Bekommt es zu viel Kohle, so nähert es sich dem ersten und die Hüttenleute nennen es gaar. Weißes Roheisen ist von zweyerley Art; entweder bildet es sich bey dem gewöhnlichen Ofengange aus manganhaltigen Erzen, oder es fällt bey einem zu großen Erzsatze.

4. Ueber das plötzlich erstarrte Roheisen sagt Berzelius S. 585. "die Ursache ist, daß das Roheisen nicht aus einer einzigen chemischen Verbindung besteht, sondern eine zusammengeschmolzene Masse von mehreren ist, die sich unter einer langsamen Abkühlung scheiden, wobey eine jede ihrer Schwere und Aggregationskraft folgt und zu verschiedenen Perioden der Abkühlung erstarren und krystallisiren, dadurch bekommt das langsam erstarrte Roheisen ein ungleichartiges Ansehen im Bruch."

5. Die Gegenwart von Eisenoxydulo (Sauerstoff) wird von Berzelius nicht angenommen. Er zergliederte Roheisen von Leckebergslag und fand in 100:91,53 Theile Eisen; 4,57 Mangan und 3,9 Kohlenstoff (ob als Kohleneisen oder Eisenkohle ist nicht angegeben). Es blieb also kein Gewichtstheil übrig, welchen man für Sauerstoff hätte rechnen können. (Es mußte dieses also ein sehr reines Roheisen seyn, da von Silicin u. dergl. nichts darin vorkam.)

6. Bey der Auflösung des Roheisens in Säuren bilden sich verschiedene kohlenhaltige Producte;

als z. B. ein flüchtiges Oel, welches in Alkohol aufgefangen werden kann; und ein dem Extractivstoff in der Dammerde ähnlicher Rückstand; daher kann auf dem gewöhnlichen Auflösungswege der Gehalt eines Roheisens an Kohlenstoff nicht genau bestimmt werden. Berzelius glühet daher gestoßenes Roheisen mit Salpeter, und bestimmt nach der Menge als Gas erhaltener und im Rückstande mit Kali verbleibender Kohlensäure die Menge des Kohlenstoffs. Eine zweyte Zerlegungsmethode übt dieser berühmte Chemiker durch geschmolzenes salzsaures Silber aus. Man sehe diese Methode im Werke selbst; auch citirt er daselbst seine und Hisingers Abhandlung über diesen Gegenstand in den Abhandlungen über Physik, Chemie und Mineralogie 3. Th.

7. Stahl ist ein weniger kohlenhaltiges Eisen als Roheisen; der Kohlenstoff reicht nicht allein hin, dem besten Stahl zu bilden, sondern es ist dazu noch eine Beymischung von Mangan und Phosphor nöthig.

Vergleichen wir nun die hier gegebenen Ansichten und Erfahrungen, so ergiebt sich folgendes:

1. Berzelius und Karsten nehmen keinen Sauerstoff, oder richtiger ausgedrückt, kein Eisenoxydul im Roheisen an, und dieses durfte wohl die Hauptdifferenz zwischen den verschiedenen Ansichten seyn *).

---

*) Hier muß ich jedoch noch bemerken, daß selbst Berzelius S. 561. d. a. Werks sagt, daß das Kohlenoxydgas, welches bey dem Frischproceß sich in aufsteigenden Blasen entwickelt, durch die Kohle, auf Kosten des Sauerstoffgehalts der in dem Roheisen mechanisch eingemengten Schlacke sich bilde, und dieses ist es, was ich meine, wenn ich sage: das Roheisen enthält Sauerstoff, nämlich verschlacktes Eisenoxydul.

Als für die Gegenwart des Eisenoxyduls habe ich bereits die Bildung von kohlenoxyd- und kohlensaurem Gase; das Auspressen von Eisenoxydul angeführt. Ich glaubte ferner darin: daß, da gewisse Sorten weißes Roheisen weniger Wasserstoffgas als andere graue, nach Abzug ihres Gehalts an Eisenkohle geben, wenn man sie in wässerigen Säuren auflöst, schließen zu dürfen, daß erstere schon Oxydul enthielten, und endlich wurde ich in meiner Meinung dadurch bestärkt, daß weißes hartes Roheisen durch das Braten, d. i. durch eine Cementation zwischen Kohlen für das Frischen verbessert wird; so wie im Gegentheil das Eisen im Frischfeuer wieder eine Uebergaare bekommen, oder verbrannt werden kann. Hier glaubte ich, bilde sich von Neuem Eisenoxydul im Gemenge mit dem gaaren Eisen. In Hinsicht der erstern von mir angestellten Versuche über die Bildung verschiedener Mengen von kohlenoxyd- und kohlensaurem Gase, welche man erhält, wenn man verschiedene Sorten von zerkleinten Roheisen mit ausgeglüheter Kohle mengt und in irdenen Retorten glühet, könnte sich, ich gestehe es, vermöge der wasseranziehenden Kraft der Kohle ein Irrthum dadurch eingefunden haben, daß die Kohle während ihrer Vermengung mit dem Eisen wieder mehr oder weniger Wasser angezogen haben u. s. w. Es verdienten also diese Versuche, welche ich vor 27 Jahren anstellte, eine Wiederholung. Das Auspressen von Eisenoxydul aus geschmolzenen Roheisen im Augenblicke seiner Erstarrung habe ich in der Stahlfabrik der Gebrüder Bauer in Bautzen wahrgenommen.

2. Karsten's Ansicht von einer zweyten Verbindungsstufe von Kohle und Eisen, wird durch die

von Berzelius aufgestellten Erfahrungen unterstützt, und es verdient gewiß diese scharfsinnige Meinung alle mögliche Beherzigung und weitere Versuche.

3. Alle bisherige Untersuchungen des Roheisens durch unmittelbare Auflösung in Säuren, müssen, wegen der dabey statt findenden Bildung neuer Produkte als unsicher angenommen werden.
4. Stahl kann zwar durch bloßes Kohleneisen gebildet, aber durch Zuschläge in seinen Eigenschaften verbessert werden.

Da es mir bey einem so wichtigen Gegenstande der Hüttenkunde durchaus nicht auf Verfechtung einer Ansicht, sondern nur um Auffindung der Wahrheit zu thun ist, so überlasse ich es nun meinen Lesern zu prüfen und das Beste zu behalten. Daß das Roheisen ein Gemenge von Eisen mit verschiedenen andern gemischten Körpern ist, darin sind wir wohl alle einverstanden. Es bedürfte daher nur noch einiger entscheidender Versuche über die Fähigkeit des Eisenoxyduls sich mit Eisen zu verbinden, so wie über die Sättigungsgrade des Kohleneisens.

Zu S. 112. a) Hohofenschlacke.

Mehrere dieser Schlacken stellen, wie uns **Hausmann**, **Koch** und **Mitscherlich** gelehrt haben, stöchiometrisch zusammengesetzte Körper, zum Theil denen, auf nassem Wege im Mineralreiche gebildeten ähnliche dar. Man findet oft in ihnen Krystalle von Bisiliciaten der Kalkerde, der Talkerde und des Eisenoxyduls. Andere zeigen einen ganz erdigen Bruch und ihre Theile so durch die Adhäsion eben so gelagert wie bey Fossilien die sich aus gemengten Schlamm verhärteten.

Was die Untersuchung der Eisen- und Stahlsorten anbelangt, so verweise ich dieserhalb auf die schon oben angeführte Abhandlung von Hisinger und Berzelius. Schlacken und Ofenbrüche lassen sich mit Salzsäure aufschließen; bey einigen Schlackensorten ist die Behandlung derselben mit Aetzlauge im Platintiegel nöthig.

Zu S. 118. Zinnsorten.

Neuere Untersuchung der Altenberger Zinne belehrten mich, daß dasselbe zuweilen 3 bis 4 p. Ct. Molybdän enthalte. Es ist unter diesen Umständen etwas spröder und löst sich in Salzsäure mit bläulicher Farbe auf. Eben das gilt von einigen Sorten der Zinnschlacken, welche Molybdänoxyd führen. Die Untersuchung der Zinnsorten, Schlacken und Abfälle wird mittelst der Salzsäure vorgenommen. Reines Zinn giebt eine klare farbenlose Solution; arsenikhaltiges trübt sich bey der Auflösung; kuferhaltiges hinterläßt in Salzsäure einen schwärzlichen Rückstand; eisenhaltiges giebt mit eisenblausauren Kali einen bläulichen Niederschlag.

Zu S. 121.

Bey dem Zink ist zu erwähnen, daß einige Sorten desselben Cadm enthalten. Ihre Auflösung in Salzsäure wird dann durch Schwefelwasserstoffgas, quittengelb getrübt. Bey der Destillation des Zinks im Großen erhält man auch noch ein Produkt unter dem Namen grauer Zinkasche. Mir ist es wahrscheinlich das dieses ein Zinkoxydul ist; andere halten es für ein Gemenge von Zinkoxyd und Zinkmetall.

Zu S. 124. Kobaltprodukte.

Die sächsischen Blaufarbenwerke liefern in neuern Zeiten auch einige Präparate auf dem nassen Wege erzeugt, als:

Reines Kobaltoxyd, von schwarzer Farbe (Peroxyd). Reines Kobaltoxydhydrat, von rosenrother Farbe. Arseniksaures Kobaltoxydhydrat, von ähnlicher Farbe. Ultramarinblau drey Sorten. Es sind höchst feine, schöne blaue Farben aus arseniksauren Kobaltoxyd mit Thonerde versetzt. Sie geben ein herrliches Mattblau auf Porzellain.

Von den Speisen giebt es verschiedene Arten, als a) Kobaltreiche; b) abgesetzte oder Kobaltarme; d. i. solche, welche durch Umschmelzen mit Pottasche und Quarz ihres Kobalts beraubt wurden; c) verwitterte welche reich an schwefelsauren Nickel ist; d) silberhaltige. Unter den Ofenbrüchen der Blaufarbenöfen findet man oft solche, welche in Nadeln krystallisirtes grünes Nickeloxyd zeigen.

Zu S. 125. b) Arsenik.

Der schwarze oder graue Arsenik enthält, wie mich neuere Untersuchungen lehrten, immer 8 bis 10 p. C. Schwefelarsenik eingemengt. Es ist mithin ein Gemenge aus Arsenikmetall und wahren sauerstoffleeren Schwefelarsenik (metallisch glänzend).

Zu S. 128. Schwefel.

Ob der natürliche krystallisirte Schwefel und der durch Schmelzen krystallisirte, welche nach Mitscherlich dennoch ganz verschiedene Krystalle bilden, ganz von einerley chemischer Beschaffenheit sind, bedarf noch weiteren Prüfungen. Man darf nur

zuvor untersuchen, ob beyde Sorten bey ihrer Verbrennung in Sauerstoffgas eine gleiche Menge Schwefelsäure geben.

Zu S. 130. Vitriole.

Das gewöhnliche schwefelsaure Eisenoxydul (blaßgrüner Vitriol) besteht nach neuern Untersuchungen aus 25,43 Eisenoxydul, 29,01 Schwefelsäure und 45,56 Wasser. Schwefelsaures Kupferoxyd = 31,80 Kupferoxyd 32,14 Schwefelsäure und 36,06 Wasser. Schwefelsaures Zinkoxyd = 32,12 Zinkoxyd, 31,99 Schwefelsäure u. 35,89 Wasser.

Zu S. 136. Alaun.

Nach Thomsons neuester Analyse besteht der Kalialaun aus 32,854 Schwefelsäure, 11,088 Thonerde 9,856 Kali und 46,201 Wasser. In dem Ammoniakalaun kommen auf 22,45 Thonerde 7,50 Ammoniak. Unter den Alaunen des Handels kommen oft beyde Sorten gemengt vor. Reiner Alaun kann bereitet werden wenn man 1 Theil käuflichen Alaun in 2 Theilen siedenden Wasser auflöst, und die Solution während ihrer Abkühlung stets umrührt. Es fallen sodann feine weiße unförmliche Alaunkrystalle von schneeweißer Farbe nieder. Die Prüfung des Alauns auf Eisen erfolgt durch eisenblausaures Kali oder durch Gallusinfusum. Eines seltenen Produktes der Alaunwerke, des schwefelsauren Ammoniaks muß ich hier noch Erwähnung thun. Ich fand dasselbe im Jahr 1823 auf den Rösthaufen der Alaunerze des Alaunwerks Tschermitz in Böhmen mit Schwefel zusammengesintert, als eine gelblich weiße Salzmasse. Wenn nämlich jene Art von Alaunerz welche nichts anders als eine mit Thon vermengte

schwefelhaltige Braunkohle ist, unvollkommen verbrennt, bilden sich sowohl Ammoniak als Schwefelsäure und treten in stöchiometrischen Verhältnissen zusammen, der Schwefel selbst wird zum Theil nicht acidirt mit aufgetrieben.

Zu S. 141. Gläser.

ad 4) Die erdigen Gläser, welche die Hauptbestandtheile der Schlacken bilden sind größtentheils Siliciate, in welchen der Kiesel die Stelle der Säure vertritt. Nach Berzelius sind folgende aufzusuchen:

a. **Kieselthon** (Silicias aluminicus).

1. **Ein-, Zwey- und Dreykieselthon** mit 48,15, 65,00, und 73,58 Kiesel in 100.

b. **Kieselkalk.**

2. **Ein-, Zwey- und Dreykieselkalk** mit 35,83, 52,76 u. 62,65 Kiesel in 100. **Es** giebt auch einen **Zweykalkkiesel** mit 78,17 Kalk in 100.

c. **Kieseltalk.**

3. **Ein-, Zwey- und Dreykieseltalk** mit 43,49, 60,61 u. 69,77 Kiesel in 100. **Zweytalkkiesel** enthält in 100 72,24 Talk.

4. Selten kommt der **Kieselbaryt** in dreyfachen Verhältnissen mit 17,20; 29,35 und 38 Kiesel in den Schlacken vor.

ad 6) Eben so sättigt der Kiesel die Metalloxydate und häufig findet sich vorzüglich **Ein-** und **Zwey Eisenoxydulkiesel** mit 31,16 und 47,51 Kiesel; ferner **Dreyeisenoxydulkiesel** mit 57,59 Kiesel auch zwey Kieseleisenoxydul mit 18,46 Kiesel in 100. Auch **Kupferoxydkiesel** mit 28,63 Kiesel, **Mangankiesel** mit 30,37 Kiesel; **Bleyoxydulkie-**

sel mit 12,48 Kiesel und Zinnoxydkiesel in den Schlacken. Seltener vertritt die Thonerde die Stelle der Säure und bildet Aluminiate, welche noch nicht genau untersucht sind. Alle diese Mischungen finden sich nur in richtigen Verhältnissen, wenn sie in den Schlacken auskrystallisiren. Gewöhnlich sind es Gemenge in welchen die Basis oder der Kiesel vorwaltend sind.

Zu S. 156. Kieselzuschläge.

Durch die schwedischen Hüttenleute haben wir in neuern Zeiten den Kiesel als ein vorzügliches Hülfsmittel zur Absorbtion des Eisenoxyduls bey der Verschmelzung armer eisenreicher Kupfer- und Rohsteinerze kennen lernen.

Zu S. 178.

Zur Erkenntniß des Schmelzverhaltens der Fossilien mache sich der Hüttenmann mit Berzelius wichtigem Werke: Ueber den Gebrauch des Löthrohrs bekannt.

Zu S. 287. Holzverkohlung in Oefen.

Seitdem ich die hier erwähnte Holzverkohlung in Oefen zur Sprache brachte, haben sich mehrere Sachverständige bemühet, dieselbe auf verschiedene Weise auszuführen. Unter die vorzüglichen Versuche dieser Art gehören diejenigen, welche Hr. Bergmeister Loebel aus Saalfeld im Jahr 1818 auf unsern Hüttenwerken unternahm. Zu Deltsch in Böhmen ließ der Hr. Graf von Bucqoi einen cylindrischen Verkohlungsofen bauen, und den gewonnenen Holzessig zum Beitzen der zu verzinnenden Bleche gebrauchen. Hr. Reichsgraf von

Salm in Mähren hat diese Verkohlungsmethode zu Blanskow am weitesten gebracht; jedoch ist diese Einrichtung noch geheim gehalten.

Im Folgenden theile ich die Loebel'sche Methode, welche ich selbst zu leiten hatte mit. Ich gebe zuerst die Beschreibung des Verkohlungsofens nebst der Abbildung auf Tab. I. Es besteht dieser Ofen aus einem langen gußeisernen Kasten. Die Länge desselben beträgt 15 Ellen Leipziger Maaß; die Breite 3 Ellen und die Höhe 5 Ellen oder sein cubischer Inhalt = 1800 Leipziger Cubikfuß.

Dieser ziemlich beträchtliche eiserne Kasten ist aus lauter einzelnen $\frac{1}{2}$ Zoll starken Eisenplatten welche zum Ineinanderfugen gegossen sind, zusammengesetzt. Die horizontalliegenden Unter- und Oberplatten haben die Länge der Breite des Ofens, nämlich 3 Ellen und die lothrechten Seitenplatten sind 5 Ellen lang. Jede Platte ist 20 Zoll breit. Da wo eine Platte in die andere gefügt und gekuttet ist, wird die Fuge im Innern des Ofens durch ein 6 Zoll breites und $\frac{1}{2}$ Zoll dickes Band von Gußeisen überdeckt und aufgekuttet; auch sind diese Deckbänder durch Schrauben an die Seitenblätter befestigt. Die Ueberdeckung der Fugen findet jedoch nur an den stehenden Seitenplatten statt. Die Bodenplatten aber liegen doppelt. Wie die weitere luftdichte Verschließung dieses Kastens erfolgt wird sich aus der Folge dieser Beschreibung ergeben.

Beyde schmale Seiten des gußeisernen Ofenkastens hatten 2 Oeffnungen, deren eine obere zum Füllen des Ofens mit Holz und die untere zum Ausziehen der Kohlen dient, wie folgende Umrisse es deutlicher zeigen.

A. A. Oeffnung zum Füllen; von a bis a eine Elle, von b bis b 1 Fuß, von c bis c 5 Fuß,

B. Oeffnung zum Kohlenausziehen $1\frac{1}{2}$ Fuß ins Gevierte.

Die Seitenwände des Verkohlungskastens sind ganz ohne eine Oeffnung. Die obere Seite des Kastens hat an dem einen Ende zwey cirkelrunde Oeffnungen von 1 Fuß im Durchmesser in welche die knieförmig gebogenen eisernen Ausgangsröhren für die Ableitung der flüchtigen Stoffe in den Condensator eingekittet sind.

Die sinnreich ausgedachte Art der Feuerung dieses eisernen Verkohlungskastens wird sich nun aus folgenden ergeben:

Soll ein solcher Verkohlungsofen hergestellt werden, so muß man zuförderst einen trocknen Platz auswählen und eine Grube 20 Ellen lang und 6 Ellen breit so wie 1 bis 2 Ellen tief bis auf festen Grund ausgraben lassen. Zuerst legt man dann einige Anzüchte und deckt sie mit Steinen ab. Nun werden vier Aschenfälle für die vier Feuerheerde des Ofens angelegt, und der übrige Raum mit Mauerziegeln ausgemauert. Jeder Aschenfall wird 20 Zoll hoch und 10 Zoll breit so wie 36 Zoll lang angelegt. Auf die Aschenfälle kommen nun vier gußeiserne Roste, jeder etwas breiter als der Aschenfall und eine Elle lang. Daneben wird immer das Rauchgemäuer oder der Mantel des Ofens aus Bruchsteinen, eine Elle dick, mit aufgemauert und höher hinauf gehörig verankert. Die Roste sind folgender Gestalt unter dem Ofen vertheilt:

Ueber die Roste kommen nun die Feuerheerde und die horizontalen Kanäle zur Vertheilung der Flamme.

Die Feuerheerde sind so lang als die Roste; 1 Fuß ins Gevierte und mit eisernen Thüren zum Heitzen versehen. Der Aschenfall wird mit Schiebern von Blech verschlossen oder mehr oder weniger geöffnet.

Eine Hauptsache bey diesem Ofen ist die Vertheilung der Wärme um den ganzen eisernen Kasten. Wir können diese durch folgende Umrisse anschaulich machen:

a. a. a. a. die vier Roste auf welchen die Feuer brennen.

b. b. b. b. horizontale 1 Fuß weite Züge in welchen die Flammen sich vertheilen.

c. c. c. c. Bänke von Ziegeln welche dazu dienen die Kanäle zu bilden und auch die eisernen nun folgenden Bodenplatten zu unterstützen.

d. d. d. d. das Ende der horizontalen Züge aus welchen das Feuer nun in die senkrechten Züge eintritt.

Diese senkrechten Züge schließen nun die beyden langen Seiten des Ofens ein. Wir theilen hier die Grundlinien einer Seitenansicht des Ofens mit:

Diese senkrechten Züge werden durch die 6 Zoll dicken rund breiten Ziegelbänke, welche zugleich die Fugen der zusammengesetzten Eisenplatten decken und schließen, gebildet; hat sich in diesen Zügen aller Wärmestoff abgesetzt, so zieht die verdünnte Luft durch die Esse f ab. Die Esse ist mit Schiebern g zur Regulirung des Feuers versehen. Auf die zuerst beschriebenen horizontalen Ziegelbänke werden nun die eisernen Bodenplatten, und zwar doppelt und verkittet, so daß eine Platte die Fuge der andern deckt, horizontal aufgelegt. Jetzt kommen die stehenden Seitenplatten an die Reihe. Sie werden eingefugt, mit den innern Fugendeckplatten zusammengeschraubt; es werden die senkrechten Ziegelbänke aufgemauert und sogleich hinter diesen die äußere Ofenwand oder der Mantel. Nun werden die Deckplatten gelegt; ihre Fugen wieder durch Ziegelbänke gedeckt; und nachdem die Zwischenräume mit Lehm 2 Zoll hoch bedeckt sind, füllt man sie zur Hälfte mit Sand. Aus der gesammten Beschreibung dieses Verkohlungsofens geht hervor: daß die Verkohlung des Holzes in einem dichten guß-

eisernen Kasten erfolgt, unter welchen auf vier Rosten vier Feuer unterhalten werden, von welchen aus die Wärme theils durch horizontale, theils durch senkrechte Züge um die untere Fläche und um die beyden Seitenflächen des Ofens vertheilt wird.

Die Stirnseite des Ofens hat nun folgende Ansicht:

A. Fülloch, B. Kohlenloch, C. C. Thüren vor dem Feuerheerd, D. D. Aschenfälle, und E. E. Hüttensohle.

Eben so ist die Hinterseite des Ofens beschaffen. Die beyden langen Seitenwände gleichen einem langen gemauerten und verankerten Kasten. Die bey der Verkohlung entweichenden flüchtigen Stoffe steigen aus der Decke des Ofens an der Hinterseite durch zwey gußeiserne 1 Fuß im Durchmesser haltende knieförmig gebogene eiserne Röhren in den Condensator, wie folgende Umrisse zeigen, aus:

a. Ausgangsrohr. B. ein 12 Ellen langer und 3 Ellen breiter etwas schräger Kasten, b. dessen obere Fläche mit verzinnten Eisenblech belegt, über welches das Kühlwasser fließt; c. dessen hölzerner Boden auf welchem der Holzessig und das Theer in die hölzernen Lutte d. fließen. In den mit zwey Hähnen f. f. versehenen hölzernen Kasten sammelt sich das Destillat und die Gasarten entweichen durch die andere Lutte d.

Das Weitere über die Einrichtung und Behandlung dieses Ofens wird man, aus der folgenden genauen Beschreibung eines durch mich in diesem Ofen geleiteten Verkohlungsprocesses ersehen.

Verkohlung in dem Verkohlungsofen

auf der Obermuldner Hütte. 1818.

Im Monat Mai war der zuvor beschriebene Loebelsche Verkohlungsofen hierselbst wieder hergestellt. Es hatte sich gefunden daß die äußere Stirnmauer

einen 2 Zoll weiten Riß bekommen und sich auch ungefähr eben soviel in den Grund gesetzt hatte. An der innern Ziegelmauer war nichts besonders bemerkt worden; auch hatten sich die Platten im Ofen wenig geworfen noch verschoben. Hier und da fand man etwas Kitt gesprungen; doch war der größte Theil des Kitts noch zusammenhängend. Hätte die Ausdehnung und Zusammenziehung der Platten einen nachtheiligen Erfolg gehabt, so mußte auf jeder Fuge der Kitt zerklüftet seyn.

Als am 1sten Juni, Morgens um 7 Uhr, 1818 ich mich bey diesem Ofen einfand, war das erste Geschäft die genaue Durchsuchung des Ofens, in der Hinsicht, ob alle Platten gehörig luftdicht verkittet seyn möchten. Da es sich fand daß durch die Nachlässigkeit des Maurers hier und da einige Stellen mit Kitt *) nicht gehörig auf den Fugen gedeckt waren, so wurde diesem Nachtheile noch abgeholfen. Da der Ofen von dem bisherigen Abwärmen noch warm war, so ging dieses auch sehr gut von Statten und der Kitt trocknete bald.

Den 29, 30 und 31sten Mai war der neu hergestellte Ofen gehörig abgewärmt worden und es war dabey $\frac{1}{2}$ Klafter $\frac{6}{4}$elliges gespelltes weiches Floßholz und 6 Körbe Torf aufgegangen.

Um 9 Uhr wurde mit der Füllung des Ofens angefangen. Zwey Arbeiter schichteten das Holz in möglichst senkrechten Schichten in dem Ofen unter der Aufsicht des Köhlermeisters auf, indem zwey andere das Holz mit Behutsamkeit durch die eine Einsetzthüre einlangten. Das Holz war zu

*) Der zum Verkitten der Fugen gebrauchte Kitt besteht aus Blut, Glaspulver u. Hammerschlag. Ich würde für die Folge ein Gemenge aus 3 Theilen Steinkohlentheer, 1 Theil Eyweiß oder Käse, 1 Theil Ziegelmehl und 1 Theil Hammerschlag empfehlen.

diesem Versuche, so wie es früher der Herr Bergmeister Loebel gewünscht und angeordnet hatte, gespellt.

Die Füllung war Abends um 5 Uhr beendigt, und es waren in den Ofen gesetzt worden:

14 Klafter*) gespaltenes $\frac{5}{4}$elliges fichtenes Floßholz.

In Hinsicht der Art der Füllung des Ofens ist noch folgendes zu bemerken:

Die erste vertikal, so dicht als möglich eingesetzte Holzschicht wurde von der Stirnseite zur Hinterseite des Ofens eingetragen; dann setzte man die zwey folgenden ebenfalls aus senkrecht stehenden Scheiten aufgerichteten Schichten von hinten nach vorne ein. Der letzte Raum, zu dessen Füllung man in dem Ofen selbst nicht mehr Platz hatte, wurde von außen durch kürzere gespellte Holzscheite noch dicht vollgepfropft. Nun wurde die Füllöffnung mit zwey Eisenplatten versetzt; die Fugen lutirt und der Raum vor den Platten (oder die Füllöffnung in der Stirnmauer) mit Ziegeln 1 Fuß dick vermauert.

Um 6 Uhr fing man die erste gelinde Anfeuerung des Ofens an. Es wurde nämlich das Feuer mit 3 Holzscheiten des gespaltenen Unterzündholzes auf jedem Rost so gleichförmig wie möglich unterhalten. Die Schieber welche den Aschenfall schließen wurden bis auf $\frac{3}{4}$ Zoll geöffnet, und die Schieber der vier Essen wurden so weit ausgezogen, daß sie bis auf $\frac{3}{4}$ verschlossen blieben.

Auf diese Weise ging die Feuerung ohne weitere Störung bis zum Uebergange des 2ten Juni

---

*) 15 Klftr. Scheitholz gaben 17 1/4 Klftr. gespaltenes; also 14 Klftr. gespaltenes sind gleich 12 3/16 Klftr. Scheitholz. 1 Klftr. dieses Holzes wiegt 16 Ctr. Leipz. Gewicht; also enthielt der Ofen 195 Ctr. fichtenes Floßholz.

fort. Gegen 2 Uhr Morgens bemerkte man, daß die Ausgangsröhren etwas warm wurden, und daß sich Spuren von Rauch an der Ausgangslutte, so wie von brenzlichem Wasser in dem Condensirkasten zeigten. Man konnte mithin schließen daß nun der ganze Ofen gehörig erwärmt sey und die Verkohlung ihren Anfang nehme. Daher wurde um 2 Uhr mit der Feuerung bis auf 4 Scheite pro Heerd gestiegen. Allmählig nahmen nun die Kennzeichen eingetretener Verkohlung zu, so daß gegen 6 Uhr Morgens das noch ganz schwach säuerliche brenzlichte Destillat stärker lief und sich der wässerigte stehende Rauch gleichförmig entwickelnd am Ausgange der Lutte zeigte.

Um diese Zeit nahm man eine Probe, von dem brenzlichten Wasser sowohl als von dem Gase aus der Lutte, um beyde Fluida im chemischen Laboratorio weiter zu prüfen. Das Gas wurde zu entzünden versucht, brannte aber noch nicht.

Uebrigens ging alles bis dahin gut von Statten, und besonders that die von mir vorgeschlagene Belegung der Condensator-Bleche mit hölzernen Leisten zur Dämmung des Kühlwassers sehr gute Dienste. Das fließende Wasser bedeckte stets gleichförmig die Blechbelegung des Condensators. Zu mehrerer Vermehrung der Decke des Ofens ließ man die mit Lehm beschlagenen Platten zwischen den Ziegelbändern noch zwey Zoll hoch mit feinem Sand überdecken.

Es zeigte sich auf dieser Decke nirgends eine Spur von ausgehendem Rauch.

Die Beurtheilung des Ofenganges zu erleichtern, ließ ich zwey Thermometer — das eine dem Strome des zufließenden Abkühlwassers und das andere dem von dem Condensator abfließenden Wasserstrome — aussetzen. Da die Menge des zufließenden Kühlwassers stets dieselbe bleibt, so muß die Temperatur des

abfließenden Kühlwassers ein Anhalten zur Beurtheilung der Heitzung geben. Je stärker man feuert um so mehr muß sich das Kühlwasser erwärmen.

Um 11 Uhr als die Thermometer anlangten, wurden beyde eingehangen.

Die Temperatur des auffließenden Mulden-Wassers war = 11, 0 + 0 und jene des abfließenden Wassers = 20, 0 + 0.

Um eben diese Zeit wurde auch ein Versuch über das in einer gegebenen Zeit fallende Destillat aus dem Condensatorkasten gemacht. Bey zwey Versuchen zeigte es sich daß 2 Pfund Leipz. oder 1 Dresdner Kanne während 3 Minuten sich sammelten. Das Wasser war zu dieser Zeit noch schwach sauer aber brenzlich.

Um 11 Uhr war 1 Eimer = 72 Kannen Dresdner Maas übergegangen.

Um 2 Uhr Nachmittags war die Temperatur des auffließenden Wasser 12° und jene des abfließenden Kühlwassers 27°. Das Gas ließ sich nicht entzünden; auch zeigte das Destillat noch keine bedeutende Säure. Die aus der Lutte entweichenden Dämpfe waren nicht häufig und blaßweißlich von Farbe.

Frühe hatte sich das eine Ausgangsrohr an der rechten Ausgangsseite wärmer als das andere gezeigt ohne daß irgend eine Ursache anzugeben war, da die Feuerung fortdauernd gleich erfolgte. Nachmittags war aber zwischen der Temperatur der beyden Röhren kaum ein Unterschied wahrnehmbar.

Um 4 Uhr wurden wieder 2 Eimer brenzliches Wasser abgelassen. Das Abkühlwasser war bis auf 30° Wärme gestiegen, und das Gas ließ sich nicht entzünden.

Um 6 Uhr war der Gang des Ofens noch immer derselbe, und man hätte noch 1 Eimer Wasser

ablassen können. Dieses fing an ein wenig säuerlich zu schmecken.

Es wurde die zweyte Probe von diesem und von dem Gase zur Untersuchung im Laboratorio geschöpft. Das Abkühlwasser floß 35° warm ab.

Bis um 6 Uhr, also in 24 Stunden war 1 Klafter gespaltenes Unterzündholz aufgegangen.

Um 12 Uhr war noch alles im vorigen Gange.

Das Kühlwasser schien nun eine stehende Temperatur zu haben.

Den 3ten Juni. Der Ofen war über Nachts ruhig und gleichförmig fortgegangen. Da das Abkühlungswasser, aus der Mulde, Nachts um 3 Grade kälter geworden war, so war auch Morgens das abfließende Wasser um so viel kühler; nämlich es hatte die Temperatur von 32°. Morgens um 6 Uhr wurde wieder Probe von dem Destillat und von dem Gas für das Laboratorium genommen. Ersteres fing nun an merklich sauer zu werden.

Es waren wiederum 10 Eimer, also in allen 14 Eimer brenzliches, zum Theil schwach säuerliches Wasser weggelassen worden.

Um 10 Uhr bekam das Destillat die Stärke, daß man es schwacher Essigsäure gleichschätzen konnte; (nämlich 6 Unzen sättigten 1 Drachma Alcali depuratum). Man fing daher diesen Essig zu sammeln an. Nach einigen Beobachtungen gab der Ofen pro Minute 2 Pfund Destillat. Die Destillation ging also $\frac{2}{3}$ lebhafter als gestern. Uebrigens hielt sich fortdauernd der Ofen in einem guten Gange. Man sahe nirgends Rauch ausdringen, auch war es im Ofen ganz ruhig und nichts verrieth daß etwa im Ofen Feuer seyn könnte.

Die Temperatur des abfließenden Muldenwassers war 35 — 36° und jene des zufließenden Kühlwassers 12°. Es war genau zu bemerken, daß, sobald die

Feuerung etwas schwächer vor sich ging, auch sogleich die Temperatur des Kühlwassers um einige Grade fiel. Und so bestätigte sich die gestrige Vermuthung, daß ein in dem abfließenden Kühlwasser aufgehängtes Thermometer ein sicheres Hülfsmittel zur Schätzung des Ofenganges seyn dürfte.

Die Menge des stets abfließenden Kühlwassers beträgt — wie ein heutiger Versuch lehrte — pro Minute 24 Pfund, d. i. in der Stunde 10 Eimer und es kann daher ein Verkohlungsofen von dieser Größe 720 Eimer 30—35° warm Wasser zum Baden, Waschen und dergleichen während einer 72stündigen Verkohlungszeit liefern.

Den ganzen Tag über wurde von Zeit zu Zeit Probe genommen, ob das Gas nicht zum Entzünden zu bringen sey; aber es zeigte sich selbst noch Abends um 8 Uhr, auch noch, nachdem es mit Kalkmilch gewaschen war, unentzündlich, verrieth aber bey diesen Proben über die Hälfte seines Volums kohlensaures Gas.

Um 6 Uhr Abends hatten wir 6 Eimer Holzessig gesammelt. Er war nun von ziemlicher Stärke. Von ihm und dem Gas wurde die Probe für die weitere Untersuchung genommen.

Um eben diese Zeit war $1\frac{1}{8}$ Klftr. gespaltenes Holz, seit gestern Abend um 6 Uhr, als Unterzündholz aufgegangen.

Beym Tages-Schluß ergab es sich, daß alles in Ordnung und nach Wunsch bey dem Ofen ging; nur zeigte es sich, daß die eine Bodenplatte an der Hinterseite des Ofens über dem Feuerheerd sich um ein bedeutendes convex niedergesenkt hatte, welches mich zu dem Vorschlage veranlaßt: ob die untern Bodenplatten über den Feuerheerden nicht in der Folge von feuerbeständiger Capselmasse, wie die Muffelblätter verfertigt werden könnten. Würde die Hitze auch hier

dadurch etwas abgehalten, so würde dieses nicht schaden können, da sie überdieß über den Feuerheerden verhältnißmäßig am stärksten ist.

Den 4ten Juni.

Um die Verkohlung gehörig bis in die Mitte des Ofens zu vollführen und die Kohle überhaupt gehörig zu deshydrogeniren, ließ ich, von 2 Uhr Morgens an, die Feuerung so weit verstärken, daß nach Verlauf von 6 Stunden die Temperatur des Kühlwassers von 35 auf 42—43° gestiegen war.

Es geschah diese Verstärkung durch allmählige Oeffnung der Essenschieber um einige Zoll, so wie 1 bis 2 Scheite Holz mehr und etwas öfterer nachgelegt wurden.

Die Abtröpfelung des Essigs welche sich etwas vermindert hatte, wurde nun wieder stärker, so daß wie gestern in der Minute 2 Pfund und noch etwas darüber ablief. Um 8 Uhr waren inclusive des gestern gewonnenen 16 Eimer gesammelt.

Noch immer war der Ofengang obgleich etwas hitzig, dennoch gut. Die Bodenplatten senkten sich nicht weiter. Auf der Decke des Ofens zeigte sich gegen 8 Uhr hier und da eine kleine Spur von Verkohlungsrauch, wogegen dergleichen Stellen mit Lehm verpinselt worden. Wenn dieses auch, wie zu hoffen steht, von keinem besondern Nachtheil für die Verkohlung seyn kann, so zeigt es doch, daß der Ofen in der Decke ein wenig durchläßt, und kann er Dämpfe während der Feuerung auslassen, so kann er auch bey dem Abkühlen des Ofens Luft einlassen, welche zu einiger Entzündung der Kohlen Veranlassung geben kann. Um diesem Uebel so wie überhaupt allen Durchdringen des Rauchs zu entgegnen schlage ich folgenden Kitt zu Verstreichen der Fugen in dem Ofen vor:

20 Pfund Steinkohlentheer,
10 St. Eyweiß,
4 Pfund gestoßnes Ziegelmehl und
3 Pfund - - Hammerschlag.

Diesen Kitt streiche man ein wenn der Ofen eben wieder angewärmt wird.

Von 7 Uhr an zeigte sich heute das Gas, nachdem es mit Kalkmilch gewaschen war, brennbar; welches ich dem nunmehr hitzigern Ofengange zuschreibe, und so konnte von nun an dieses Gas zu Gasbeleuchtung, Erwärmung und dergl. gebraucht werden.

Nebenher zeigte ich dem Köhlermeister meine neuentdeckte Reinigungsmethode des Holzessigs.

Zwey Pfund desselben wurden zur Oxydation mit $\frac{1}{2}$ Loth Schwefelsäure vermischt und dem Destillationsprocesse unterworfen.

Das Resultat dieser Arbeit ist Abends zu erwarten.

Gegen Mittag ging der Ofen immer hitziger. Das abfließende Kühlwasser nahm eine Temperatur von 50 Graden an. Ich ließ eine Stunde lang durch zwey Arbeiter noch Wasser zutragen; allein dieses Wasser war nur im Stande die Temperatur des Abfließenden auf 45° zu bringen. Aus dieser Beobachtung, so wie daraus, daß nun während der Periode der stärkern Heitzung eine Menge dicken stechenden Rauches sich noch verbreitete, läßt anrathen, daß die Quantität des zufließenden Kühlwassers auf noch einmal so viel für die Folge gebracht werden möge. Man wird dann gewiß noch 5 bis 6 Eimer Holzessig mehr erhalten können.

Der Essig floß nun braun und so stark sauer, daß 1 Unze 60 Gran Alcali depuratum völlig sättigten.

Sonst ging der Ofen ohne sichtbaren Nachtheil ruhig und gut; und das Gas zeigte sich bis zu Beendigung des Versuches, nachdem es mit Kalkmilch

gewaschen war, brennbar. Von dem Gase sowohl als auch von dem Essig wurden die letzten Proben zur Prüfung im chemischen Laboratorio genommen.

Als der Ofen heute in der Mittagsstunde am lebhaftesten ging lieferte er in der Minute 6 Pfund Destillat, trotz der nicht vollkommenen Abkühlung.

Um 4 Uhr traten die Kennzeichen der herannahenden Beendigung des Verkohlungsprocesses ein. Es ließen nämlich die Dämpfe über $\frac{2}{3}$ nach; der Essig lief noch etwa eines Strohhalms stark, und das abfließende Kühlwasser war bis auf die Wärme von 33° gesunken. Ich ließ daher zu dem wo möglich vollkommenen Gaarmachen der Kohlen noch etwas stärker feuern.

Die Zwischenräume zwischen den Ziegelbänken der Ofendecke wurden völlig mit Sand gefüllt, um dadurch einem möglichen Eindringen der Luft von oben noch mehr zu entgegnen.

Jedoch ist zu bemerken daß gegen das Ende der Arbeit weder auf der Decke, noch in der Gegend der Fülle und Kohlenlöcher oder sonst irgendwo etwas von Rauch wahrzunehmen war.

Um 6 Uhr ist die Reinigung des Holzessigs, nach meiner Methode, beendigt, und es ist 1 Pfund 16 Loth eines weißen für die Fabriken völlig brauchbaren starken Essigs erhalten worden.

Um 6 Uhr 30 Minuten Abends waren nun alle Kennzeichen vorhanden das Feuer zu unterbrechen. Die Destillation hörte auf; das Kühlwasser fiel auf 25°; und die ausgehenden Dämpfe waren sehr schwach.

Es wurden daher nach dem Niederbrennen des letzten Brennmaterials die Heitzungsthüren, der Aschenfall und die Essen genau verschlossen und mit Lehm verstrichen; und so dann $2\frac{1}{2}$ Stunde später, als kaum merkliche Dämpfe nachgingen, verschloß man auch die Leitungsröhren in dem Condensator.

Es waren zusammen erhalten worden:

27 Eimer Holzessig und $1\frac{1}{2}$ Eimer gutes Theer.

Es war seit gestern noch 1 Klftr. Holz, also in allen $3\frac{1}{8}$ Klftr. gespaltenes Unterzündholz aufgegangen, und so war hiermit dem Anschein nach dieser Verkohlungsversuch glücklich beendigt; wobey noch zu bemerken ist: daß der Köhlermeister mit vielen Fleiß und unverdrossen diesen Versuch sich bey Tag und Nacht unterzogen, und sich daher auch mit dem Verfahren selbst genau bekannt gemacht hat.

Sobald der Ofen abgekühlt seyn wird, soll der Inhalt desselben, so wie das Resultat des ganzen Versuches noch hier nachgeholt werden.

Den 18ten Juni.

Nachdem der abgekühlte Ofen schon mehrere Tage lang die Zurückkunft des Herrn Oberhütten-Verwalters abgewartet hatte, wurde derselbe heute um 8 Uhr 30 Minuten eröffnet und ausgeleert. Der Inhalt des Ofens war durchaus ohne einen einzigen Brand, verkohlt, und die Kohlen zeigten sich größtentheils fett, sammtschwarz auf dem Bruch, klingend, und nach dem Urtheile aller Anwesenden des Oberhütten-Amtes sehr gut.

Nur an der Hinterseite schien das Feuer etwas zu stark gewirkt zu haben. Hier waren 4 bis 6 Körbe überkohlte zu weiche Kohlen und 2 Schienfässer derselben, mit etwas angeflogner Asche vermengt, vorzufinden.

Die wahrscheinliche Ursache fand sich nach völliger Ausleerung des Ofens in der am 3ten Juni bemerkten Senkung der einen Bodenplatte. Diese Senkung der untern Platte hatte auch jene der obern jedoch in einem schwächern Grade nach sich gezogen. Es war dadurch eine Spalte entstanden, durch welche nach Beendigung des Brands sich wohl etwas Luft

eingedrängt haben konnte. Da übrigens der Ofen gut verschlossen war, so war diese geringe Entzündung von keinem bedeutenden Einfluß. Noch wäre es möglich, daß überhaupt der Ofen auf den Heerden der Rückseite etwas stärker gegangen wäre; da an den drey Verkohlungstagen Ostwind wehete, welcher an dieser Seite des Ofens in die geöffnete Hüttenthür am stärksten eindrang.

Im Ganzen genommen war übrigens der Versuch gut gelungen und es wurden

7 Wagen 9 Körbe Kohlen und 3 Körbe klarer Kohlen mit Lösche und etwas Asche vermengt, erhalten.

Im Durchschnitt mehrerer Wägungen fand sich der Korb dieser Kohlen 63 Pfund schwer.

Gelegentlich wurden auch heute einige Körbe Kohlen von dem zweyten Verkohlungsversuch gewogen und es zeigte sich, daß der Korb durch längeres Liegen an der Luft 5 bis 8 Pfund zugenommen hatte, welches sich, da die Kohlen aus dem Ofen in dem höchsttrockensten Zustande kommen, wohl erwarten läßt. Die Kohlen dieses Brandes werden daher nach Verlauf einiger Wochen gegen 70 Pfund der Korb wiegen.

Noch wurden während der Abkühlung des Ofens die genommenen Gas- und Essigproben in dem Königlich chemischen Laboratorio untersucht und folgendes Resultat gefunden:

Erste Probe.

a. Das Destillat war brenzlich, schwachsauer. Die Unze sättigte 5 Gran Alcali depuratum.
b. Das Gas enthielt $\frac{1}{8}$ kohlensaures Gas und war nicht brennbar.

Zweyte Probe.

a. Wie oben. Die Unze sättigte 6 Gran Alcali.
b. $\frac{1}{7}$ kohlensaures Gas; nichts von Brennbarkeit.

Dritte Probe.

a. Wie vorher. Die Unze sättigte 10 Gran Alcali.

b. $\frac{1}{6}$ kohlensaures Gas. Der Rest nicht brennbar.

Vierte Probe.

a. Schwacher Holzessig. Die Unze sättigte 22 Gran Alcali.

b. Wie das Gas der dritten Probe.

Fünfte Probe.

a. Sehr starker Holzessig. Die Unze sättigte 22 Gran Alcali.

b. $\frac{1}{4}$ kohlensaures Gas. Der Rest war brennbar und verhielt sich wie gekohltes Wasserstoffgas.

Resultat dieser Verkohlung.

A.

Nach dem Gewicht.

Eingesetzt:

195 Ctr. fichtenes Floßholz.

Ausgebracht:

Kohlen (der Korb à 63 Pfund)	53 Ctr.	29 Pfd.
Lösche und Asche (à 60 Pfund)	1	70
Essig	38	96
Wasser	18	36
Theer	2	32
	114 Ctr.	43 Pfd.
Verlust in Gas und Dämpfen	80 —	67 —

B.

Nach dem Maaß.

Eingesetzt:

$12\frac{3}{10}$ Klftr. Scheitholz oder

14 Klftr. = 1512 C. F.

Ausgebracht:

7 Wagen 9 Körbe Kohlen = $1311\frac{3}{10}$ C. F.

27 Eimer Essig,

14 Eimer Wasser,
1½ — Theer,
3 Körbe Lösche und Asche.

C und D.

Nach der Ausgabe und Einnahme.

Ausgabe:

14 Klftr. gespaltenes Scheitholz im Ofen
3⅛ — Unterzündholz

17⅛ Klftr. oder beinahe 5 Schragen ungespaltenes Scheitholz	67 Rthlr.	12 Gr.	—
Löhne bei der Verkohlung	27	2	—
	94 Rthlr.	14 Gr.	— Pf.

Einnahme:

7 Wagen 9 Körbe Kohlen, nach dem hiesigen Privatkaufspreis	70 Rthlr.	1 Gr.	9 Pf.
22 Eimer Essig vor der Hand nur den Eimer 16 Gr.	18	—	—
1½ Eimer Theer die Kanne zu 1 Gr.	4	12	—
Summa	92 Rthlr.	13 Gr.	9 Pf.

Bey dieser Geldberechnung ist zu bemerken, daß sich statt eines minus von 2 Rthlr. allerdings ein Ueberschuß ergeben würde, wenn die Köhlerlöhne bey völliger Einrichtung einer solchen Ofenverkohlung geringer ausfallen würden, und wenn die Verkohlung höher im Gebirge hinauf erfolgte, wo sodann auch der Verkaufspreis des Holzes um ein Bedeutendes niedriger angesetzt werden müßte.

Vergleichung der Ofenverkohlung mit der Meilerverkohlung nach vorigem Versuche.

A.

5 Schragen $\frac{6}{4}$ elliges Flößholz gaben bey der Meilerverkohlung zu Freyberg wenigstens 93 — 94 Körbe Kohlen, mit Köhlerlohn und sonstigem Aufwande 5 bis 6 Rthlr.

B.

5 Schragen dergleichen Holz gaben bey der Ofenverkohlung ohngefähr eben dieses Quantum Kohlen, mit dem Aufwande von 27 Rthlr. 2 Gr. und der Wiedereinnahme für Essig und Theer 22 Rthlr. 12 Gr.; wobey jedoch noch zu bemerken ist, daß bey der Bedienung mehrerer Oefen der Aufwand an Köhlerlohn weit geringer, auch bey fortgesetzter Erwärmung der Oefen die Quantität des Unterzündholzes etwas geringer ausfallen muß.

Der gewonnene Holzessig ist als Aufbewahrungsmittel des Fleisches anstatt des Räucherns nach und nach von den Hütten roh verkauft worden. Etwas desselben ist nach meiner Methode gereinigt, verkauft; nämlich wenn man von denselben ein Pfund mit $\frac{1}{2}$ Loth Schwefelsäure vermengt und destillirt, so wird das brenzliche Oel verharzt, und die Säure geht hell über.

Wir würden von dieser Verkohlungsmethode, welche wohl noch mancher Vervollkommnung fähig wäre, weitern Gebrauch gemacht haben, wenn nicht 1) das Schmelzen mit Coacks auf den hiesigen Königlichen Hütten eingeführt worden wäre, und 2) wenn die erlangten Kohlen von derselben Güte als die Meilerkohlen sich gezeigt hätten. Sie standen aber, wie folgende Vergleichung zeigt, den Meilerkohlen noch sehr nach.

Vergleichung der Resultate einer vierzehntägigen Roharbeit mit Meiler- und Ofenkohlen.

A. Roharbeit mit Meilerkohlen.

a. Durchgesetzt:

600 Ctn. dürres Erz und Kies;
720 — Bleyschlacken; ferner alles bey der Arbeit gefallene Geschur.

b. Ausgebracht:

356 Ctn. Rohstein.

c. Kohlenverbrauch:

36 Wag. 6 Körbe Meilerkohlen von hiesiger Kohlstätte } 41 W. 9 K.
5 — 3 — gebirg. Scheitholzk. }

d. Zeitaufwand:

Von Nro. 6te Woche Montags 4 Uhr bis Sonntags frühe 6 Uhr. 8te Woche.

e. Gang der Arbeit:

Sie ging bey starkem Satze mit gutem Erfolge; und die Schlacken flossen lauter und rein.

B. Roharbeit mit Ofenkohlen.

a. Durchgesetzt:

592 Cent. dürres Erz und Kies;
800 — Bleyschlacken; ein geringer Theil des gefallenen Geschurs.

b. Ausgebracht:

284 Cent. Rohstein und abgesetzt 48 Cent. Geschur.

c. Kohlenaufwand:

43 Wagen Ofenkohlen } 47 W. 10 K.
4 — 10 Körbe Meilerkohlen }

d. Zeitaufwand:

Von N. 9. Woche Montags 6 Uhr bis N. 11. Woche Sonntags 6 Uhr.

e. Gang der Arbeit: Er war bey schwachem Satze unrein. Die Schlacken flossen schlecht und zeigten unaufgelösten Quarz. Die Kohlen flammten stark. Es mußten mehr Bleyschlacken gesetzt werden, um den Fluß einigermaaßen zu erhalten. Viel Geschur konnte nicht wieder mit aufgegeben werden. Die Rohschlacken behielten $\frac{5}{8}$ bis $\frac{7}{8}$ Ct. Silbergehalt, da sie doch nur $\frac{1}{8}$ Loth halten dürfen.

Kurze Beschreibung des Verkohlungsofens zu Deltsch in Böhmen.

Im Jahre 1819 hatte dieser Ofen dessen man sich zur Bereitung der Holzsäure im Großen, und zur Erzeugung eines geringen Theils von Kohle für den Eisenhohofen bediente, folgende Einrichtung: Er ist 12 Ellen hoch und 4 Ellen im Durchmesser, und ist inwendig mit 96 gegossenen eisernen Bögen so zusammengesetzt, daß diese einen in einen alten Hohofenschacht aufgesetzten Cylinder bilden. Bey $\frac{2}{3}$ der ganzen Höhe des Ofens, kommt von der hintern Seite des Cylinders ein 6 Zoll weites gußeisernes Austrittsrohr, welches die Verkohlungsdämpfe nebst dem Gase durch 11 eiserne stehende Cylinder, zum Abkühlen der Dämpfe bestimmt, bis in einen langen hölzernen Kasten führt, in welchen sich der Essig und das Theer sammeln. Die Kühlcylinder stehen nach Art der Flaschen des Woulfischen Apparats neben und übereinander in hölzernen Kästen, in welche stets kaltes Wasser ab- und zufließt. Aus dem Sammelkasten für das Destillat, geht wieder ein Rohr auf den Feuerheerd unter dem Ofen, und leitet das Gas zur Entzündung auf den Feuerheerd, wo es sodann die Verkohlungshitze unterstützt. Unten steht der Cylinderofen auf einer den Rost umgebenden

Ziegelbank. Diese ist etwas größer als die Grundfläche des Ofens, und hat auch eine runde Gestalt. Die Feuerung erfolgt mittelst eines auf den Rost führenden drey Ellen langen Canals, unter welchem sich ein andrer Canal zum Aschenfall und zur Herbeyführung frischer Luft befindet.

Auf der ehemaligen Arbeitsseite des Hohofens befindet sich eine große doppelte gußeiserne Eintragthür für das Holz, welche nach dem Verschließen mit Lehm verkittet wird. Auf der gegenüber stehenden Seite ist noch eine zweyte kleinere Eintragsöffnung angebracht. Und so ist der ganze Ofen ein stehender gußeiserner Cylinder, unter welchen mittelst eines Rostes durch brennendes Holz und durch brennendes Gas gefeuert wird. Das Feuer wirkt vorzüglich von unten; jedoch steigt die Hitze auch in senkrechten Canälen an dem Cylinder auf. Es werden acht böhmische Klafter $\frac{6}{4}$ elliges Buchenholz eingesetzt und $2\frac{1}{4}$ Klafter weiches fichtenes $\frac{6}{4}$ elliges Holz als Unterzündholz verbraucht. Dabey werden 50 Eimer Essig, und etwa $1 - 1\frac{1}{4}$ Eimer Theer gewonnen. Die Säure erscheint schon, jedoch sehr schwach nach dem ersten zwölfstündigen Feuern; nach 24 Stunden kommt sie brauchbar und dann immer stärker bis gegen das Ende des Processes, wo sie wieder schwächer wird. Nach einer daselbst eingeführten Essigwage ist der Essig aus hartem Holze noch einmal so stark als jener aus weichem. Die gesammte Zeit der Verkohlung dauert fünf Tage; 48 Stunden nach der ersten Anfeuerung erzeugt sich schon Gas; aber nur die letzten 36 Stunden während der Verkohlung kann es entzündet werden. So wie das Gas entzündbar kommt, hört man mit der Holzfeuerung unter dem Ofen auf.

Dieser Ofen gebraucht mehr Unterzündholz als der Loebelsche, hat aber einen bessern Kühlapparat und liefert mithin mehr Essig.

Ueber die ältern Verkohlungsöfen zu Blansko in Mähren, so wie zu Günthersfeld bey Ilmenau und zu Klafterbrunn lese man:

Hollunder's Tagebuch einer metallurgisch-technologischen Reise. Nürnberg 1824.

Zu S. 311. Coacksbereitung.

Die Zubereitung und Anwendung der Coacks zum Schmelzen hat in neuern Zeiten in Deutschland sich sehr vermehrt, und ich wurde mehrmals von Hüttenleuten veranlaßt, die gewöhnlichen Arten der Coacksbereitung näher zu beschreiben. Da ich früher Gelegenheit hatte diesen Proceß auf dem Eislebener und Rothenburger Hütten näher kennen zu lernen, so theile ich meinen Lesern diese Arten der Verkohlungsprocesse hier mit. Wir haben sie von den Engländern erlernt. Abschwefelung der Steinkohlen in solchen Oefen, welche zugleich auch die Benutzung der während der Verkohlung sich bildenden flüchtigen Stoffe gewähren, heißen Steinkohlentheeröfen und Gasbereitungsöfen. Einen der ersten findet man sehr gut beschrieben und abgebildet in Karstens Archiv für Bergbau und Hüttenwesen. Breslau 1818. B. I. Heft 2. Da die Gasbeleuchtungskunst auch ihren Eingang auf Hüttenwerken finden kann, so empfehle ich: Tabor's Handbuch der Gasbeleuchtungskunst. in 2 Bänden. 1821. Seit 1817 habe ich einen kleinen Gasbeleuchtungsproceß auch auf dem hiesigen Königlichen Amalgamirwerke eingeführt. Der hierzu gehörige Apparat findet sich beschrieben in meiner Uebersetzung des englischen Werkes: Accum über das Gaslicht. Zweite Auflage.

Weimar 1820. Weiter unten theile ich eine Uebersicht des Vortheiles, welchen diese Beleuchtungsart auf dem Königlichen Amalgamirwerke gewährt, mit.

Die gewöhnliche Coacksbereitung ohne Rücksicht auf Gewinnung der Verkohlungsprodukte erfolgt a) in Meilern und b) in Flammöfen.

Bey der Meilerabschwefelung hat man zeither dreyer verschiedener Verfahrungsarten sich bedient.

1. der Eversmannschen Meilerabschwefelung in runden Meilern. Siehe Tab. II. A.

a. Dazu gehört eine ebene Meilerstätte, welche auf freyem Felde gewählet und von allen Unrath und auch Rasen gereiniget wird.

b. Man nimmt dazu Stückkohlen, z. E. 16 Scheffel welche 2500 bis 2700 Pfund wiegen, setzt solche zu einem runden Haufen von 272 Fuß Höhe auf, wie hier im Profil gezeichnet ist. Das Aufsetzen eines solchen Meilers muß mit Sorgfalt geschehen, nämlich unten und in der Mitte kommen die größten Stücke, und sie werden nicht so wie ihre Textur ist (eigentlich ihre Ablösung, die sie vom Streichen der Gebirgslagen erhalten haben) platt aufgesetzt, sondern es muß jedes Stück seiner Textur nach aufwärts, oder auf dem Kopfe stehen, z. B. in einer solchen Richtung, wie sich die Kohlen in einem stehenden Flötze befinden. Dieses geschiehet um die Ausdehnung der Kohlen besser zu bewirken, und es muß daher auch beym Aufsetzen der Kohlen darauf Bedacht genommen werden, daß zwischen jeden großen Stückkohl ein Zwischenraum von wenigstens 1 Zoll Breite verbleibe. Die kleinern Kohlstücken werden ebenfalls weitläuftig aufgesetzt und zwar auf die großen Stücken, so daß solche die Oberfläche des Mei-

lers ausmachen. Oben in der Spitze des $2\frac{1}{2}$ Fuß hohen Haufens wird eine 10 Zoll tiefe runde Oeffnung o, gelassen, zu welcher 3 kleine, in den Kohlen angebrachte Zugröhren r, r, r, hingehen. Der ganze Meiler wird sodann mit trockenen Stroh oder Laub überschüttet und über solches trockne Lehmerde angeworfen und fest angeschlagen, die Kappe aber mit Rasenstücken bis an die Oeffnung zugelegt. In diese Oeffnung wird ein kleines Holzfeuer gemacht, darüber Steinkohlen gethan, eine Zeitlang offen brennen gelassen und wenn man siehet daß es nicht mehr ersticken kann und gehörig unter sich gebrannt hat, mit einem Rasenstück zugelegt und noch darüber her Erde geworfen.

c. Der Meiler wird nun wie ein gewöhnlicher Holzkohlenmeiler behandelt; die Zugöffnungen immer tiefer gesteckt und wenn die Witterung dabey gemäßig ist, so verbreitet sich das Feuer ganz gleichmäßig und ist solches das Zeichen eines guten Brandes, wenn sich auch zwischen den Oeffnungen durch die Erde Rauch zeigt.

d. Der Meiler kann in der Art 60 Stunden lang geschwält werden, bis der dicke Rauch völlig weg ist, alsdann kann er noch 10 Stunden lang ruhig stehen. Nach dieser Zeit wird

e. die Erde fleckweise gänzlich heruntergenommen, mit neuer vermischt wieder angeworfen, und solchergestalt der Meiler wieder mit einer neuen Decke überzogen, unter welcher er noch 14 Stunden lang stehen bleiben kann.

f. Wenn er solchergestale, die Zeit des Ansteckens mit gerechnet, 84 Stunden im Feuer gestanden, so wird er endlich aufgerissen.

g. Es erfolgen davon 19 Scheffel Coacks, welche 1500 bis 1625 Pf. wiegen.

2. Eversmannsche Abschwefelung in langen Meilern. Tab. II.

a. Ein langer Meiler, von 70 Schwefel-Stückkohlen, wird 22 Fuß lang, 6 Fuß breit und 4 Fuß hoch aufgesetzt. Dieses Aufsetzen geschiehet mit der oben beschriebenen Vorsicht, zu einer gehörigen Ausdehnung der Kohlen.

b. Sodann wird die Oberfläche des Meilers mit etwas Stroh belegt, dieses aber wieder mit einer ½ Zoll dicken Lehmdecke leicht bedeckt, und es wird nun der lange Rücken des Meilers von aller Bedeckung frey gelassen, da wo er angezündet werden soll.

c. Oben auf den Rücken werden glühende Steinkohlen gelegt, welche den Meiler entzünden. Sobald er brennt, wird dieser Rücken ebenfalls mit Lehmdecke zugedeckt.

d. Wenn dieser Meiler 12 bis 14 Stunden gebrannt, auch kein dicker Rauch mehr zu spüren ist, so wird er abermals mit einer Lehmdecke fest belegt, und solchergestalt das völlige Ausdampfen abgewartet, als wozu noch eine Zeit von 120 bis 130 Stunden erforderlich ist.

e. Wenn der Meiler solchergestalt 135 bis 144 Stunden gebrannt und kein Ausdampfen mehr erfolgt, wird solcher sorgfältig von aller Decke befreyet und aufgerissen.

f. Es erfolgen von den eingesetzten 70 Scheffel im Durchschnitt 75 Scheffel Coacks und 2 Scheffel noch halbrohe Kohlen, welche zurückgeworfen und abermals eingesetzt werden müssen.

Längere Meiler aus noch größerer Quantität Kohlen bestehend, geben allemal einen wenigern Erfolg an Coacks und mehrere halbrohe Kohlen, besonders bey schlechter Witterung, z. E. ein Meiler von 150 Scheffel giebt nur 150 Scheffel

Coacks und bis 9 Scheffel an halbrohen Kohlen; auch brennt solcher bis 240 Stunden.

3. Wilkensonsche Abschwefelung in runden Meilern. Tab. II. a. 2.

Wilkenson schwefelt nur in runden Meilern ab, weil bey langen Meilern großer Zeitverlust ist.

Die runden Meiler, jeder ad 40 bis 50 Scheffel geben bey vorsichtiger Behandlung ein Uebermaaß an Coacks von 2 bis 3 Scheffeln und gar keine halbrohen Kohlen.

Man kann größere Meiler ad 60, 100 bis 120 Scheffel setzen, und man erhält fast ebendasselbe plus an Coacks, aber auch etwas rohe Kohlen zurück.

Gar zu große runde Meiler nach dieser Art hat man nicht vortheilhaft gefunden; sie machen den Arbeitern viele Beschwerden. Besser ists also mehrere Meiler à 50 Scheffel zu setzen und solche mit eins anzuzünden.

Die Behandlungsart dieser Meiler muß schon beym Aufsetzen sehr vorsichtig und behutsam seyn.

1. Jeder Meiler erhält nur eine Höhe von $1\frac{1}{2}$ höchstens 2 Fuß in der Mitte nach a, und ein Meiler von 40 Scheffel nimmt also den Raum eines Durchmessers von 12 Fuß ein.
2. Stückkohl wird sorgfältig seiner Textur nach aufwärts gesetzt, und zwischen jedem Stück ein kleiner Zwischenraum gelassen. Falls es sich fügt, daß der Zwischenraum zuweilen zu groß ist, so kann derselbe durch kleine Stücken Kohlen leicht ausgefüllt werden.
3. Auf der Sohle und in der Mitte werden die größesten Stücken gesetzt, die Oberfläche des Meilers bekommt kleinere Stücken welche schon weniger sorgfältig gesetzt werden dürfen, und endlich wird die äußerste Oberfläche der benöthigten Ausgleichung und völliger Egalisirung halber mit Wür-

felkohlen, aber nicht mit Stückkohlen, belegt oder beschüttet.

4. Auf diese Ausgleichung kömmt vieles an, denn Vertiefungen in der Oberfläche des Meilers verursachen einen ungleichen Brand.

5. Bevor der Meiler gesetzt wird, muß der Meilerplan auf einer horizontalen Stelle gewählt worden seyn; denn das Feuer ziehet sich nur langsam nach der Sohle und würde den höherliegenden Theil der Sohle eher erreichen als den tiefem, mithin auf der einen Seite verbrannte und auf der andern Seite rohe Kohlen verursachen. Der Meilerplan wird vorher festgeschlagen, auch, wenn man die Kosten daran wenden will, mit Ziegeln gepflastert.

6. Gleichergestalt muß vor Setzung des Meilers in in der Mitte des Plans zuvörderst ein 2 bis 3 Zoll starker Pfahl von 1½ Fuß Höhe perpentikulär eingeschlagen werden, welcher die Quendelstange genannt wird. Dieser macht den Mittelpunkt des Meilers aus, und dient eines Theils zur richtigen Aufsetzung des Meilers, andern Theils zur Bestimmung des im Meiler von der Sohle an aufzurührenden runden offenen Raumes oder Kessels, und endlich zur bessern Anzündung des Meilers.

7. Derselbe bekömmt im Profil die Bauart wie a, und ist b die Quendelstange, welche im offenen Raum von ein Fuß Durchmesser stehet. c ist die Zeichnung im Grundriß.

8. Die Oeffnung gehet von der Oberfläche an bis auf die Sohle, wie bereits gedacht, ein Fuß breit im Durchmesser.

9. Ist nun der Meiler in der hier beschriebenen Art völlig aufgeführt, und die Oberfläche mit Würfelkohlen ausgeglichen, so wird solcher mit ein wenig

Stroh oder Laub, oder auch mit schwachen Fichtenzweigen dünne belegt, und mit einer leichten sandartigen Lehmdecke, oder welches besser ist, mit einer Gestübbedecke höchstens ½ Zoll hoch beworfen, jedoch nicht fest angedrückt, damit die Luft eindringen kann, und der Rauch bequemen Ausgang findet. Diese Vorsicht ist nöthig, weil in diesen Meilern keine solche Zuglöcher angebracht werden, wie in den Eversmannschen runden Meilern. Die Gestübbe von Kohlen erhält man bey der Abschwefelung nach und nach von selbst, sie ist mit Erde vermischt, und giebt die beste Bedeckung.

10. Wenn der Meiler in der Art belegt ist, so wirft man brennende Kohlen in die Oeffnung um die Quendelstange herum, und füllt solche vollends mit rohen Kohlen aus, und wenn sich die Kohlen entzündet haben, so wird auch die Oeffnung oben im Meiler eben so leicht bedeckt.

11. Ein solcher Meiler muß in starken Brand gerathen, und darf dieser Brand auf keine Art gedämpft werden, besonders bey sehr bituminösen Kohlen.

12. Der Brand muß so lange dauern, bis die Flamme zu einer blauen Gluth wird, und nicht mehr gelb ist, bis an keiner Stelle des Meilers weder dicker gelber Rauch für sich allein, noch mit Flamme vergesellschaftet zu spüren ist. Wo das Feuer an einer Stelle des Meilers nicht zum gehörigen Ausbruch kommen will, daselbst muß man mit einem Stecken kleine Oeffnungen durch die Meilerdecke stoßen.

13. Wenn der Luftzug an einer Seite den Brand zeitiger als an der andern bewirkt, und eine solche Stelle früher ausschwält und blaue Gluth hervorbringt, so muß daselbst der Anfang mit starker Bedeckung des Meilers von Lehm gemacht und in

der Art, so wie die Abschwefelung fortrückt die ganze Oberfläche des Meilers successive behandelt werden. In der Regel zeigt sich der Anfang dieser Abschwefelung allemal zuerst in der Mitte oder auf der Spitze des Meilers, und man macht alsdann den Anfang successive von oben herab.

14. Wenn der Meiler solcher Gestalt ausgebrannt und in der Art mit starker Decke überall belegt worden, wozu eine Zeit von 14 Stunden erforderlich ist, so läßt man ihn stark bedeckt abermalige 24 Stunden stehen. Je nachdem die Kohlen bituminös sind, brennt der Meiler 10, 12 bis 14 Stunden, und 34 Stunden steht er eingedeckt, so daß nach Beschaffenheit der Witterung und der Kohlen der Meiler in 36, 40 bis 48 Stunden fertig ist, wo denn die Kohlen ausgerissen werden. Generaliter ist zu bemerken, daß nach Wilkensons Angabe bey vorsichtiger Verfahrungsart runde Meiler von 120 Scheffel roher Kohlen die besten seyn sollen. Man hat aber die Erfahrung gemacht, daß sie schwer auseinander zu ziehen, oder auszureißen sind, und daß dabey wegen erforderlicher Länge der Zeit, Kohlen verbrennen.

Sie werden ebenfalls nur zwey Fuß hoch in der Mitte, und gegen das Ende der Peripherie 15 bis 18 Zoll hoch in einem Durchmesser von 20 bis 24 Fuß aufgesetzt.

Wenn die Kohlen der bessern Ausdehnung halber kleine Zwischenräume erhalten, gewinnt man doppelt durch schnellere Verbreitung des Feuers vermöge des Luftzuges und durch Zeit und Kostenersparung.

Gleichen Vortheil gewährt die anfänglich leichte Decke, aus den wohlfeilsten Materialien, als Baumzweigen, Nadeln, Blättern, unbrauchbarem

Stroh, Heu oder Moos ꝛc., letzteres ist aber nicht so gut und wird nicht gern angewandt.

Die mehrsten Abschwefler haben zuletzt kein Stroh oder sonst etwas gebraucht, sondern blos mit Erde und Gestübe die Bedeckung gemacht.

Man muß es einzurichten suchen, daß die Meiler Vormittags aufgesetzt, und Abends angezündet werden können, wo denn solche die ganze Nacht hindurch brennen, und die Arbeiter ausruhen können, indem während des Brennens nur ein Arbeiter von Zeit zu Zeit nachzusehen braucht.

Ein Beweis daß der Meiler sehr gut vorgerichtet worden, ist, wenn er höchstens nur 14 Stunden hell brennen darf und wenn er in Zeit von überhaupt 40 bis 48 Stunden völlig beendigt ist.

Das Uebermaaß an Kohlen beträgt wie bereits erwähnt ist, von 40 Scheffel 2 bis 3 Scheffel.

Das Abschwefeln wird hier verdungen und zwar pro Scheffel $3\frac{1}{2}$ Pf., und es kann ein Abschwefler mit drey Gehülfen wöchentlich 600 Scheffel fertig machen, nämlich incl. Einsetzen, Abbrennen, Ausreißen, und ins Magazin oder auf die Seite zu bringen. Während daß die Meiler brennen, müssen schon andere gesetzt und angezündet werden, ehe man die erstern einreißet, damit keine Zeit verloren geht.

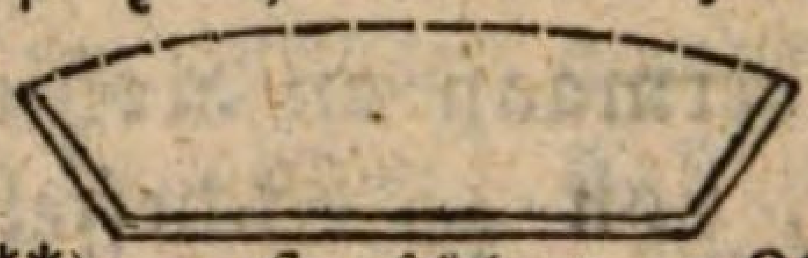
Die Verschiedenheit der Abschwefelungsart ist folgende:

a. Die Eversmannschen langen Meiler brennen 135 bis 144 Stunden und geben von 16 Scheffel roher Kohlen ein Uebermaaß ad $1\frac{1}{7}$ Scheffel.

b. Die Eversmannschen runden Meiler brennen 84 Stunden und geben von gleicher Quantität ein Uebermaaß ad 2 bis 3 Scheffel.

c. Die Wilkensonschen runden Meiler brennen 48 Stunden, und geben von gleicher Quantität ein Uebermaaß ad $1\frac{3}{4}$ Scheffel.

Abschwefelung kleiner Kohlen in Oefen.

Ein Abschwefelungsofen erfordert eine äußerliche Länge und Breite von 13 Fuß im Quadrat, und nachdem die Mauer in der Art aus dem Grunde 24 Zoll Höhe erhalten, so wird der Heerd in der Mitte von Ziegelsteinen nicht ganz horizontal, sondern vom Schurloche an etwa drey Zoll anlaufend *) aufgeführt, dergestalt, daß solcher 6 bis 7 Fuß Durchmesser im Lichten erhält, sodann wird die Seitenmauer, worauf das Gewölbe zu stehen kömmt, längs der Peripherie ein Fuß hoch aber nicht perpendikulär, sondern in der Art  mit ungefähr vier Zoll Dossirung **) aufgeführt. Auf diese Seitenmauer wird alsdann ein gedrücktes Gewölbe gesetzt, welches von der Mitte des Heerdes an eine Höhe von $2\frac{1}{2}$ Fuß erhalten kann. Das Gewölbe wird sodann 3 bis 4 Fuß hoch mit Schutt bedeckt, um allen Durchzug der Luft zu vermeiden. Auch darf dieses keine Mauer seyn, weil wegen öfterer Reparatur des Gewölbes der Schutt leichter hinweg zu schaffen ist.

---

*) Dieses Anlaufen von drey Zoll haben wir bey einem hier erbauten neuen Ofen weggelassen, und dadurch bewirkt, daß bey ganz horizontalem Heerde weniger Luftzug, mithin weniger Kohlenverbrand erfolgt.

**) Auch diese vier Zoll Dossirung ist nicht unumgänglich erforderlich, solche dient höchstens dazu, daß der Abschwefler die fertig gewordenen Coacks beym Herausziehen mit den Instrumenten um etwas bequemer anfassen kann. Man vermeidet solche lieber, und führt diesen Theil der Mauer, wie in der Zeichnung ersichtlich, perpentikulär auf, nicht sowohl in der Absicht, daß das Gewölbe festern Fuß, als vielmehr daß solches mehrere Dauer vermöge eines wenigern Durchmessers von acht Zoll erhalte.

Bey dieser Arbeit wird Rücksicht genommen:

1. Auf das Schürloch, durch welches die Kohlen ein- und ausgehen, und welches im Quadrat zwey Fuß seyn muß

2. Auf Schlagung einer Lehmdecke über das Gewölbe von 4 bis 5 Zoll Stärke, worauf alsdann erst der dritte bis vierte Fuß hohe Schutt zu liegen kömmt. Diese dient dazu, daß wenn das aus Ziegelsteinen erbaute Gewölbe wandelbar wird, solches den unvermutheten Einsturz des ganzen Gewölbes verzögert, indem sich der Lehm durch die Kohlenhitze verschlackt.

3. Ist erforderlich, daß das Gewölbe vermittelst vier übers Kreuz durch die obere Mauer gelegter eiserner Anker befestigt werde *).

Anfänglich muß ein solcher Ofen successive in Hitze gebracht werden, etwa mit 3 Scheffel roher Kohlen, welche durch Holz angezündet werden, sodann mit 4 bis 5 Scheffel Kohlen, welche schon über den ganzen Heerd söhlig eingeschüttet werden müssen. Die ganze Beschickung eines solchen Ofens aber beträgt nur 6 Scheffel Kohlen, welche in Zukunft keiner Anzündung mehr bedürfen indem der Ofen schon glühend ist und es auch beständig bleibt. Diese Kohlen werden überall 9 Zoll hoch über den Heerd ge-

*) Noch ist zu bemerken, daß das in der Zeichnung über dem Schurloche angebrachte Zugloch lit. F. zu einem Ofen nicht wesentlich nothwendig ist, indem dabey gar kein Zug statt finden darf. Es dient nur zur Erleichterung des Ausziehens der fertigen Coacks für die Arbeiter, so lange nämlich dieses Ausziehen dauert, damit die dabey regewerdende Gluth und Rauch einigermaaßen vermindert zu diesem Zugloch heraus befördert werden, und dem Arbeiter nicht so sehr verhinderlich fallen könne. Sobald dieses Ausziehen beendigt ist, muß das Zugloch oben bey F mit einem darauf passenden Steine fest zugedeckt, und der Luftzug beym fernern Abschwefeln dadurch wieder gehemmt werden, als welcher sonst gänzlichen Verbrand der Kohlen nach sich ziehen würde.

schüttet und ganz egal gekrückt, so daß weder Erhöhung noch Vertiefung Statt findet. Man könnte 7 bis 8 Scheffel einschütten, allein es ist besser wenn an der Mauerseite ein weniger Platz, zum bequemern Ausreißen der fertigen Coacks übrig bleibt.

Die Abschwefelung der Kohlen in diesem Ofen erfordert jedesmal eine Zeit von 10 bis 11 Stunden. Mehrere Proben haben bewiesen, daß unter dieser Zeit nicht ausgezogen werden darf. Wenn z. E. die Kohlen 8 Stunden lang gebrannt haben, so befindet sich der untere Theil am Heerde 2 bis 3 Zoll hoch noch völlig roh, und nur nach Verlauf von 10 bis 11 Stunden sind sie rein abgeschwefelt, alsdann werden sie herausgezogen und der Ofen wird sogleich wieder mit 6 Scheffel angefüllt.

Von den jedesmaligen eingeschütteten 6 Scheffel erfolgt ein Uebermaaß von $1\frac{1}{2}$ Scheffel.

Wenn man nun annimmt, daß das Einschütten und Ausreißen jedesmal eine Stunde Zeit erfordert, so ergiebt sich, daß nur täglich oder in 24 Stunden 2 mal gezogen werden kann, und es erfolgen wöchentlich von einem Quanto von 84 Scheffel roher Kohlen 105 Scheffel Coacks.

Zu einem solchen Ofen werden sehr backende oder bituminöse Kohlen erfordert, weil diese besser zusammenlaufen und bessere Stücken geben. Sind sie nicht backend, so bleiben die Kohlen Staub und ganz kleine Stücke.

Man hat versucht mit dem hier gezeichneten eisernen Instrumente (Fig. A.) die im Ofen brennenden Kohlen zu lüften und dadurch das Eindringen des Feuers früher bis auf den Heerd nieder zu befördern, indem man solches ganz langsam auf der Sohle des Heerdes hinterstößt; man hat auch gefunden, daß es von einiger Wirkung ist, man hat aber auch wahrgenommen, daß solches bey einer jeden Beschickung

nur höchstens zweymal und zwar in der Hälfte des Brandes geschehen muß, indem die Kohlen sich sonst ganz zerbröckeln.

Uebrigens bedient man sich zum Einschütten der Kohlen, der bekannten hölzernen Schaufel, und sodann zur Egalisirung der Kohlen im Ofen der Krückschaufel (Fig. B.) und dienet selbige auch zum Herausziehen der Kohlen wenn sie gaar sind; inzwischen muß zu eben diesem Herausziehen zuförderst das Instrument (Fig. C.) gebraucht und damit die Kohlen behutsam in Stücken getrennt werden, welche sodann die Krückschaufel vollends hervorschaffen muß. Der Platz vor dem Schürloch oder dem Ofen muß gepflastert werden, damit die glühenden Kohlen darauf ausglühen können. Lägen sie auf bloßer Erde, so würden sie Feuchtigkeit an sich ziehen. Sobald die Kohlen ausgezogen sind, werden sofort 6 Scheffel von neuem eingetragen, und die vorherbereiteten ins Magazin geschafft, das nahe bey dem Ofen seyn muß.

Ein Arbeiter kann 2 Oefen bestreiten, und bekommt wöchentlich 1 Rthlr. 12 Gr. bis 1 Rthlr. 16 Gr. Lohn.

Diese Abschwefelungsart ist viel vortheilhafter als die in Meilern, denn

1. ist das Ausbringen, je nachdem die Kohlen bituminös sind, von 20 bis 25 p. C. und darüber i. e. Die Kohlen verlieren zwar die Hälfte von ihrem Gewichte, dehnen sich aber um 20 — 25 p. Cent im Maas aus, und diese Ausdehnung trägt sämmtliche Kosten, welches hingegen bey der Meilerabschwefelung nicht statt findet.
2. Kann man, wo viele kleine Kohlen fallen, den Debit derselben, dadurch um so mehr befördern, da der größte Theil der übrigen Abnehmer Stückkohlen verlangt.

3. Man will zwar die Meiler-Coacks den Ofen-Coacks vorziehen, weil erstere weniger von ihren Brennbaren verlören, auch auf dem Transporte nicht zerfielen. Ersteres widerlegt die mehrjährige Anwendung der Ofencoacks bey den Kupferberger und Rudolstädter Kupferhütten, auch sind die Ofencoacks im Preise um $\frac{3}{4}$ bis 1 Gr. wohlfeiler. Die zweyte Einwendung findet nicht, sondern vielmehr das Gegentheil statt, indem die Meilercoacks weit stärker bey dem Transport zerfallen. Die Ofencoacks haben noch den Vortheil, daß solche frey vom Schieferletten und ungaaren Coacks geschafft werden können, dieß ist aber bey den Meilercoacks selten ganz zu vermeiden. Man darf eben nicht besorgt seyn, die Coacks alle ins Magazin zu bringen, etwas Nässe und Schnee schadet ihnen nicht, nur müssen sie ganz auskühlen, ehe sie ins Magazin kommen, damit sie sich nicht wieder entzünden.

Das Magazin kann ganz leicht, nur mit einer Bedeckung erbaut, und an den Seiten offen gelassen werden.

Nach der Versicherung des Engländers Wilkenson qualificiren sich bloß bituminöse oder backende Kohlen zum Kupferschmelzen, und unbackende Kohlen zum Eisenschmelzen. Beydes hat sich in Schlesien bestätigt gefunden.

Bey der Meilerabschwefelung bedient man sich noch zweyer Instrumente.

1. eines Rechens in folgender Art nach (Fig. D.) a und b sind von Eisen und sind b die Zähne etwas gekrümmt. Mit diesem Rechen werden die Meiler eingerissen. c der Stiel ist von Holz, doch aber mit Eisenblech versehen.

2. Eines zweyten Rechens (Fig. E.). Mit diesem Rechen werden die ausgekohlten Coacks aufgehoben, und etwas geschüttelt, wo dann der Gruß, Staub

und Erde durchfällt, welches seitwärts geschafft wird. a ist von Eisen, desgleichen b die gekrümmten Zähne, die 10 bis 12 Zoll lang sind, und kaum ½ Zoll von einander stehen.

Eben dieses Rechens bedient man sich bey der Oefenabschwefelung, um die Coacks vom Gruß zu befreyen.

Uebersicht des Vortheils der Gasbeleuchtung im Königl. Sächs. Amalgamirwerke

zu Halsbrücke bey Freyberg.

Das Gaslicht, womit der Anquicksaal und die Wachstube des Halsbrückner Amalgamirwerks, schon seit dem 7ten May 1816, erleuchtet wird, ist von Zeit zu Zeit mit wachsenden Vortheil angewendet worden, so, daß vom 26sten März 1817 noch die Arbeiterküche, als der Aufenthaltsort der Anquick-Verwasch- und Ausglüharbeiter, so wie auch der Laufpursche, durch ein drittes Gaslicht des Nachts erleuchtet wird. Ja ich glaube behaupten zu können, daß, wenn es die Localumstände im hiesigen Werke gestatteten, einen größern, oder mehrere Gasometer anbringen zu können, ganz gewiß die Gasbeleuchtung, an allen Orten, wo des Nachts Licht nöthig ist, schon eingeführt worden wäre, oder doch noch eingeführt werden würde.

Zu obigen drey Lichtern werden im Winter auf eine Nacht und im Sommer auf zwey Nächte 30 Cubikfuß Gas erfordert, welches aus 10 Pfund guten Schmiedekohlen erhalten, und wovon der Gasometer im Winter täglich, im Sommer aber in zwey Tagen einmal mit Gas gefüllt wird. Die Steinkohlen müssen, wenn sich das Gas geschwind entwickeln soll, von der Größe einer Welschen Nuß seyn.

Die nöthigen Arbeiten hierbey sind folgende: Vormittags wird die Retorte, wenn sie erkaltet ist, geöffnet, die Coacks herausgezogen; der an der Scheibe sowohl als an der Retortenwand befindliche trockne Lehm rein abgemacht, das eiserne, auf der Retorte aufgekittete Rohr ausgeräumt und wieder gehörig verschlossen, die Retorte wird wieder mit guten Schmiedekohlen gefüllt, die Scheibe und Retortenrand mit geschlämmten Lehm, welcher mit Sprey vermischt ist, bestrichen und auch fest verschlossen, alle drey Tage das Theer, Wasser und dergl. aus der Kühlblase abgelassen, und aufbewahrt, das Wasser, wenn kein Gas mehr in dem Gasometer übrig geblieben ist, aus demselben ab- und sodann wieder reines Wasser durch Röhren hinein geleitet.

Ist dieses geschehen; so wird Abends, wenn die obengenannten Arbeiter zu ihrem Gebrauche das Feuer nöthig haben, wieder neues Gas entbunden, und der Gasometer wieder aufs neue gefüllt. Nachdem ½ Stunde gefeuert worden ist; gehen schon Dämpfe in die Kühlblase über, und bald darauf fängt der Gasometer an, mit immer wachsender Geschwindigkeit sich zu heben, so daß er in zwey Stunden 12 Cubikfuß Gas erhalten hat. Die Feuerung, welche mit Hackspähnen und in Ermangelung derselben aber mit gutem trocknen Holze geschieht, ist nur so lange nöthig, bis der Gasometer 20 Cubikfuß Gas enthält, welches der angebrachte Zeiger bemerkt, die übrigen 10 Cubikfuß Gas werden noch von der fortwirkenden Hitze erzeugt, und die ganze Unterhaltung des Feuers dauert gegen drey Stunden. Die Retorte muß, um gutes hellbrennendes Gas zu liefern, immer in Glühhitze erhalten werden.

In der ersten Zeit, bey Einführung des Gaslichtes im hiesigen Amalgamirwerke wurde das Gas des übeln Geruchs wegen, durch zugesetzte Kalkmilch im

Gasometerfaß, gereinigt, seit einem Jahre aber ist dieß weggefallen, weil beym Brennen der Gaslichter eine hüttenmännische Nase keinen Geruch, wohl aber beym Ausströmen des unverbrannten Gases einen sehr übeln Geruch bemerkt. Schon selbst das tägliche Ablassen des übelriechenden und Zulassen des reinen Wassers verhindert den unangenehmen Geruch.

Zuletzt will ich hier noch eine Berechnung über Einnahme, Ausgabe und Gewinn bey diesen 3 Gaslichtern vom Jahre 1817 aufstellen, als:

Einnahme.

22 ℛℨ.	19 gℊ.	6 ℒ.	für Lichter welche die Wachstube zu ihrer Beleuchtung erfordert, aufs ganze Jahr im Durchschnitt, die Nacht zu 10 Stunden gerechnet à Nacht 3 Lichter à 6 Pf.
26 "	2 "	—	für $78\frac{1}{4}$ Kanne Leinöl auf den Anquicksaal auf 313 Nächte à Nacht $\frac{1}{4}$ Kanne à 8 Gr.
20 "	—	—	für 60 Kannen dergl. in der Arbeiterküche.
5 "	—	—	1 Ctnr. Pech aus 110 Kannen dickem Theer.
73 ℛℨ.	21 gℊ.	6 ℒ.	Summe der Einnahme.

Ausgabe.

17 ℛℨ.	8 gℊ.	— ℒ.	für $1\frac{1}{3}$ Schrg. $\frac{6}{4}$ elliges weiches Floßholz auf 277 mal den Gasometer mit Gas zu füllen à mal 3 Scheite. Hier sind im Sommer nur 10 Wochen angenommen, in welchen von 1 gefüllten Gasometer 2 Nächte Gaslicht brennt.
17 ℛℨ.	8 gℊ.	— ℒ.	Latus.

17 Rthlr.	8 Gr.	— Pf.	Transport.
23 -	4 -	6 -	den Arbeitern für Versorgung des Gaslichtes.
— -	12 -	—	für 110 Kannen dickes Theer zu Pech zu versieden.
— -	6 -	6 -	für ½ Scheffel Schieferkohlenaufgang beym Versieden des Theers.
41 Rthlr.	7 Gr.	— Pf.	Summe der Ausgabe, von Einnahme abgezogen, verbleibt
32 Rthlr.	14 Gr.	6 Pf.	Gewinn.

Zu S. 341. Röstungsprocesse betreffend.

Eine etwas abweichende Art in freyen Haufen zu rösten findet auf dem Alaunwerke Reichenbach im Voigtlande statt. Man stürzt zuerst das Alaunerz (gemeinen und glänzenden Alaunschiefer) in einem großen flachpyramidalen Haufen auf. Sind etwa 100 Fuder auf diese Art aufgeschichtet, so macht man an der Seite auf welche der Wind stößt unten am Fuße der Pyramide ein starkes Holzfeuer. Der Wind bläßt die Flamme gegen den Haufen und das Erz entzündet sich. Ist dieses geschehen, so brennt es nun selbst fort, und man stürzt nun fortdauernd täglich neues Erz von oben nieder an die Seite des Rösthaufens, wo der Brand eingeleitet war, und zwar so lange bis man so viel Erz durchgebrannt hat, als eine jährige Auslangung bedarf.

Zu Tschermig in Böhmen, wo man aus einer mit Thon vermischten Schwefelbraunkohle Alaun fabricirt, stürzt man das Erz in längliche Haufen zu ohngefähr 200 Fuder. Das Erz entzündet sich von selbst durch Zutritt des Atmosphärgases. Nur da wo der Brand zu heftig wird, und ein Zusammensintern des Erzes zu befürchten steht, dämpft man das Feuer durch aufgeschüttetes neues Erz.

Die S. 330 u. 31. beschriebenen ungarischen Röstöfen haben in dem laufenden Jahre 1824 hier auf den Freyberger Hütten eine Abänderung erlitten. Man hätte nämlich bemerkt, daß der Trockenheerd b nicht allein überflüssig sondern auch wegen der Zertheilung der Flamme nachtheilig sey. Die Trockenheerde hatten den Zweck, während die Röstung auf dem Röstheerde selbst vor sich geht, die Erzpost vorzurösten und auch Krählen und Wenden zu lassen. Es sollte ein eigener Vorröster hiebey angestellt werden. Die Erze rösteten daselbst aber sehr wenig, und das Arbeitslohn bezahlte sich nicht; man hat daher die Trockenheerde ganz abgeworfen, und läßt die Röstpost sogleich auf den Röstheerd selbst nieder. Ich bin der Meinung, daß man statt dessen den Röstheerd selbst um $\frac{1}{6}$ bis $\frac{1}{7}$ länger mache, um so viel Erz mit demselben Aufwande zu rösten, welches für das Ganze im Jahre eine sehr merkliche Kostenersparung nach sich ziehen würde.

Zu Altenberg hat man in neuern Zeiten bey der Röstung der Zinnerze auch den ungarischen Röstofen in Anwendung gebracht; dabey aber dessen Gewölbe noch um einen Fuß tiefer geführt, wodurch viel an Röstfeuerung erspart wird. Wenn man diese Röstöfen mit emaillirten Eisenplatten statt des Gewölbes bedeckte, so würde man oben auf den Platten gut vorrösten können. Einen kleinern Probeofen dieser Art habe ich im hiesigen Königlichen Laboratorio bereits mit Vortheil hergestellt.

Die schlesischen Schachtröstöfen zum Rösten der Eisensteine mit Coacks findet der Leser bereits im ersten Supplementbande zur Hüttenkunde beschrieben.

Zu S. 349. Destilliröfen.

Einige neuere Arten der Destilliröfen sollen weiter unten bey den Artikeln Abdestilliren des Zinks und des Silberamalgams angegeben werden.

Zu S. 362. Künstliche Gestellmasse.

In Hinsicht auf die zweckmäßigste Zubereitung einer künstlichen Gestellmasse für Eisenhohöfen sowohl als auch für die Ausfütterung anderer Oefen, welche dem Feuer lange Widerstand leisten sollen, ist folgendes vorzüglich zu berücksichtigen: 1. Man wähle den Thon mit vieler Vorsicht, damit er frey von Kalk, Glimmer oder andern Fossilien, welche ihn schmelzbar machen könnten, sey; 2. man durchglühe ihn in einem Flammofen bis zu mäßiger Erhärtung; 3. ist alte Gestellmasse vorhanden, so verwende man diese mit; 4. der Quarz wird ebenfalls geglühet und mit Wasser abgeschreckt. Von sämmtlichen Materialien stellt man sich vermöge des Trockenpochens und Siebens dreyerley Korn her, nämlich a. von der Größe grober Linsen; b. von der Größe kleiner Linsen; c. von Hirsegröße. Aus genannten Materialien würden sich nun ungefähr folgende Mengungen machen lassen: 5 Cub. Fuß Quarz b. 2 Cub. Fuß Quarz a. 1 C. Fuß Quarz c.; 2 Cub. alte Gestellmasse b. $\frac{3}{4}$ C. F. dergleichen von a. und $\frac{1}{2}$ C. F. von c., ferner 3 C. Fuß Thon von c. 2 C. Fuß von b. und 1 C. F. von a. Ueber diese Mengungsverhältnisse lassen sich jedoch keine bestimmten Vorschriften geben und es muß sie jedes Hüttenwerk durch kleine Versuche ausmitteln. Eine Hauptsache ist nun 5. die zweckmäßigste Mengung und der richtige Grad der Anfeuchtung. Man hat die S. 362 angeführte Art in Kästen durch Stampfen zu mengen verlassen, und mengt statt dessen mit Hackmessern.

Sie sind von geschmiedeten Eisen drey Fuß lang und auf dem Rücken ein Zoll stark; die Schneide ist stumpf. Man läßt diese Messer entweder von Arbeitern gebrauchen, dann haben sie hölzerne Stiele, oder man läßt sie durch Maschinen bewegen. Im ersten Falle erfolgt die Mengung auf einer starken hölzernen Bühne, auf welcher die Arbeiter die angefeuchtete Masse mit den Messern unter einander schlagen und sie fleißig wenden. Auf dem Eisenwerke Lauchhammer bewirkt man das Mengen durch eine einfache Maschine, welche durch die Blasewolle in Bewegung gesetzt wird. Ein runder flacher, etwa drey Ellen im Durchmesser haltender hölzerner Kasten, ist horizontal an einer stehenden Welle befestigt und wird durch Zahn und Getriebe langsam umgedreht, nachdem er mit der Masse gefüllt ist. Die Messer hängen über diesem Kasten und werden wie die Pochstempel eines Pochwerks gehoben, und mengen die Masse indem sie stets in gleichen Schlägen in den sich drehenden Kasten niederfallen. Sobald nun die Masse recht innig gemengt ist, und sich ohne Feuchtigkeit bey dem Pressen von sich zu lassen, ballen läßt, so ist sie zum Einrammeln in die Ofen geschickt.

Zu S. 365. Gebläsemaschinen betreffend.

§. 296. sind noch hinzuzufügen:

8. Das Paternostergebläse.
9. Das Tonnengebläse.
10. Das Waldhorn- oder Schneckengebläse.

Das Paternostergebläse welches man Tab. IV. Fig. 1. abgebildet findet, ist bey einem Eisenfrischfeuer auf der Eisenhütte Kanersbausen in Churhessen im Gebrauch. Man nennt dasselbe auch nach

seinem Erfinder das Henschel'sche Gebläse. Es empfiehlt sich da wo man wenig Wasser von einer angemessenen Höhe herabfallend anwenden kann, wie bey dem Wassertrommelgebläse. Daß die Einrichtung des Seiles ohne Ende, oder jene der Wassermaschine des Nera hier zum Grunde liegt, sieht man leicht ein.

Auf der Kupfertafel IV. Fig. 1. sind:

AA. gußeiserne in einander gekeilte Cylinderstücke, welche das Rohr bilden durch welches sich die an der Kette ohne Ende befindlichen mit Klappen versehenen Scheiben, mittelst des bey H einfallenden Wasserstrahles bewegen, und Luft in den untern Wasserkasten schieben.

B. Scheiben oder Kolben, deren obere Ansicht.

Ba. ohne Klappen, Bb. mit Klappen.

C. ist der Sammelkasten für die durch die Scheiben eingeführte Luft.

D. eine Oeffnung in dem Sammelkasten zum Austreten der Scheiben oder Kolben unter dem Wasser.

E. sind Klappen welche sich bey dem Durchgange durch das Wasserbehältniß öffnen.

FG. ist ein gußeisernes Rad, an dessen Rand sich die Kolben anlegen.

HH. ist die Zuflußröhre des Aufschlagewassers.

I. das Abgangsrohr für die Blaseluft und

K. das Abzugsrohr für das Aufschlagewasser.

Das auf derselben Kupfertafel IV. Fig. 2, 3 und 4 abgebildete Tonnengebläse wurde in einer Maschinenfabrik zu Wetter an der Ruhr aufgenommen. Es diente daselbst zum Betriebe eines Cupuloofens. Es wird durch folgende Erklärung der Abbildung verständlich werden.

A. stellt die Kurbel dar, welche durch 2 Mann bewegt werden kann.

AB. ist die Kurbelstange welche der Tonne eine oscillirende Bewegung von 85 bis 95 Grad ertheilt.
CC. sind Klappenventile, welche sich nach innen öffnen zum Einsaugen der Luft.
DD. ist ein Scheider bis zur Axe der Tonne.
EE. zeigt den Wasserspiegel über der Axe an.
F. ist ein kleiner Kasten, in welchem sich zwey nach außen öffnende Ventile befinden, und an welchem der lederne Schlauch mit der Düse G befestigt ist.

Bey der oscillirenden Bewegung der Tonne schöpfen die Ventile CC, die Außenluft, welche sodann mittelst der unter F befindlichen Ventile ausgestoßen wird. Diese Blasemethode empfiehlt sich da, wo es an Aufschlagewasser fehlt, und wo man ohne große Kosten ein mäßig starkes Gebläse wirken lassen will.

Mit dem Tab. V. abgebildeten **Waldhorn-Schnecken- oder Rotationsgebläse** wurde ich im Sept. 1823 durch den Hrn. Oberberghauptmann v. Ullmann, Director der russisch-pohlnischen Bergwerke bekannt. Er ließ mir gütigst die Zeichnung entwerfen, nach welcher beygefügter Kupferabdruck genommen worden ist. Es wird dasselbe bey dem Samsonower Eisenhohofen, und zwar vermöge dieser Nachricht mit gutem Erfolge angewendet. Wer dessen Erfinder ist, weiß ich nicht. Die Spiralpumpe zum Wasserheben, von welcher Eitelwein in seinem Handbuche der Mechanik. Berlin 1801. §. 238. S. 367. handelt, u. welche nach Bernoulli's Principien von einem Zinngießer Andreas Wirz aus Zürch ausgeführt worden ist, scheint die Veranlassung zu der Einrichtung dieses Gebläses gegeben zu haben.

Fig. 5. zeigt den Längendurchschnitt.
Fig. 6. eine Seitenansicht.
Fig. 7. den Grundriß, und

Fig. 8. einen zweyten senkrechten Durchschnitt dieses Gebläses.

Zwey kreisrunde dicht aus Brettern zusammengearbeitete Scheiben a und b, von denen die eine b, an ihrem Umkreise mit Schaufeln zur Aufnahme des zum Betriebe bestimmten Aufschlagewassers versehen ist, schließen in sich die spiralförmig gewundenen durch Blechplatten hergestellten Kanäle A ein, welche beym Umgange, indem das Ganze in einem durch das Aufschlagewasser immer bis zu einer gewissen Höhe voll Wasser erhaltenen Kasten H sich dreht, Luft und Wasser schöpfen und dieses der hohlen Welle D durch die 4 in ihr gelassenen Oeffnungen b zuführen, aus welcher denn, indem sie bey e verschlossen ist, die Luft in einen Luftreservoir G und aus ihm durch die Mündung K mittelst eines Schlauches und einer Düse bis zum Hohofen geleitet wird, während das Wasser durch angestoßene Gerinne N aus dem Luftreservoir ab in den Kasten H zurück und aus ihm in einer der nöthigen Pressung der Luft angemessenen Höhe abgeleitet wird. Damit keine Luft entweichen könne, muß die hohle Welle da, wo sie sich bey f in den Luftreservoir ausmündet, an ihrem Umfange mit Leder geliedert seyn. — Das Rad K ist ein Stirnrad und kann dazu dienen, mittelst dieses Vorgeleges durch die zum Betrieb des Gebläses bestimmte Kraft noch eine andere Maschine zu bewegen.

Um die Gebläsemaschinen gehörig zu beurtheilen, hat sich der Hüttenmann allerdings auch mit dem theoretischen der Wirkung der atmosphärischen Luft bekannt zu machen. Hierauf gründen sich die ungefähren Berechnungen der Menge von Luft, welche in einer gegebenen Zeit in dem Ofen zerlegt wird. Im Durchschnitt besteht das Atmosphärgas aus 78 Volumtheilen Stickgas 21 Vol. Th. Sauerstoffgas und 1 Vol. Th. kohlensaures Gas. In den Hüttenräu-

men sind diese Verhältnisse oft, zumal bey ruhigem Wetter und wenn das Hüttenwerk sehr eingeschlossen liegt, ganz anders. Die Freyberger Schmelzhütten an der Halsbrücke haben wegen ihrer eingeschlossenen Lage eine weit schlechtere Luft zum Betriebe der Oefen, als die Muldner Hüttenwerke. Ich fand zuweilen 4 bis 5 Vol. Th. kohlensaures Gas in der Gegend der Blasemaschinen, und die sämmtlichen Oefen dieser Hütte blieben gewöhnlich 4 bis 5 Procent am wöchentlichen Ausbringen seit Jahren zurück. Neuerlich erst haben wir angefangen, besondere Kanäle anzulegen, und den Gebläsen in die Klappenventile durch lederne Schläuche eine entferntere kühlere Luft zuzuführen. Der Erfolg scheint schon vor der Hand günstig, wird sich aber in der Folge erst völlig bewähren. Bey den bisherigen Berechnungen hat man indessen den gewöhnlichen Gehalt der Luft angenommen; denselben auf den Druck = 28 Zoll Barometerhöhe und die Ausdehnung = 10° Reaum. reducirt berechnet, und folgende Sätze aufgestellt:

100 Cubik Fuß Rheinl. Atmosphärgas wiegen
8 Pf. 618 Gr. Cöllnisch

100 Cubik Fuß Rheinl. Sauerstoffgas wiegen
9 Pf. 505 Gr. Cöllnisch

100 Cubik Fuß Rheinländ. Stickgas wiegen
8 Pf. 134 Gr. Cöllnisch

100 Cubik Fuß Rheinl. kohlensaures Gas wiegen
12 Pf. 935 Gr. Cöllnisch

100 C. F. Atmosphärgas = 8 Pf. 618 enthalten
21 C. F. Sauerstoffgas = 1 Pf. 939 Gr.

Zu vollkommener Verbrennung von 100 Pfund Kohle gehören 14,258 Cub. Fuß Atmosphärgas. Nun wird aber die Kohle bey einem reducirenden Schmelzen nicht allein durch das Gebäse, sondern auch durch den Sauerstoffgehalt der Beschickung mit

verzehrt. Man nimmt z. B. bey der Reduction der Eisensteine in einem Eisenhohofen an, daß von 100 Theilen Kohlen 70 zur Feuerung und 30 zur Reduction, so wie zur Bildung von Eisenkohle verwendet werden. Bey blos auflösenden oder niederschlagenden Schmelzen ist wenig auf diese Kohlenabsorbtion zu rechnen. Ist die Luft sehr feucht, so geht auch ein Theil der Kohle durch die Wasserzerlegung auf. Es ist mithin bey solchen Berechnungen sehr auf die Art des Schmelzens und auf den Zustand des Atmosphärgases Rücksicht zu nehmen. Noch ist zu bemerken, daß auch bey manchem Schmelzen ein Theil Sauerstoff der Luft durch die Schmelzmasse absorbirt wird.

Für einen gewöhnlichen Eisenhohofen hat man indessen dergleichen Berechnungen aufgestellt, z. B. ein Hohofen welcher täglich 35 Cent. Roheisen liefert, und dazu $56\frac{3}{4}$ Cent. weiche Holzkohlen verbraucht, bedarf an Atmosphärgas 576,000 C. F. in welchen 120,960 C. F. Sauerstoffgas enthalten sind.

Der Verbrauch der Kohlen und der Luft in den Erzgebirgischen Hohöfen nähert sich diesen Verhältnissen.

Ein Hohofen, welcher wöchentlich 180 Centner Roheisen ausbringt bedarf 284 Centner 50 Pfund Kohlen oder auf 35 Centn. täglich 56 Centn. Kohlen.

Wöchentlich (zu 7 Blasetagen sind nöthig)
451,4271 C. F. Atmosphärgas
täglich — 64,4896 C. F.
pro Minute — 437 C. F.

Man muß aber auf 500–550 C. F. pro Minute die Blaseanlage machen.

Ein Holzkohlenofen mit weichen Kohlen betrieben, welcher wöchentlich 350 Centn. Roheisen ausbringt, bedarf: 5859 C. F. Kohlen und pro Minute 768 C. F. Luft.

Ein Coacksofen bedarf unter gleichen Umständen nur 3288 C. F. Coacks aber pro Minute 1334 C. F. Luft. Ein 32 Fuß hoher Ofen welcher 7 Fuß Weite im Kohlensack hat, bedurfte in 24 St. 7520 Pfund kieferne Kohlen und 1296000 C. F. Atmosphärgas.

Mehrere neuere hieher gehörige, gesammelte Resultate aus Schlesien, werde ich weiter unten in denen zum 2ten Theile des 4ten Bandes gehörigen Supplementen mittheilen.

Nächst der Quantität der verbrauchten Luft ist auch auf den Grad der Pressung unter welchem sie einströmt, so wie auf die Gestalt der Düsenöffnung Rücksicht zu nehmen.

Schriften welche über diese Materie weitern Aufschluß geben sind:

Gilberts Berechnung der Luftmenge welche ein Gebläse hergiebt, in dessen Annalen d. Physik. B. 28. S. 388.

Hassenfratz Siderotechnie. B. 3. S. 45. der Uebersetzung.

Dessen: Das Wichtigste aus der Eisenhüttenkunde übers. v. Hasse. 1ster Band. S. 304-323. und 2ter B. H. 1. S. 77.

Karstens Eisenhüttenkunde. Erster Theil. S. 555. u. f. f.

F. K. L. Koch's Versuche und Beob. über die Geschwindigkeit und Quantität verdichteter atmosphärischer Luft, welche aus Oeffnungen von verschiedener Construction und durch Röhren ausströmt, gr. 8. nebst 5 Tabellen. Göttingen 1824.

Zu S. 419. §. 357. Treibeöfen.

Hr. Gauthier in Paris hat eine eigene Art von Treibeöfen mit Steinkohlenfeuerung zu betreiben in neuern Zeiten hergestellt, welche hier mithin als Nro. 8. aufzustellen ist. Dieser Ofen soll einen eyrunden Treibeheerd haben, mit einer Kammer zur Verdichtung der Bleydämpfe versehen seyn, aus wel-

cher eine hohe Esse zur Beförderung des Luftzuges aufsteigt.

Zu S. 441. Flammenöfen.

Hieher gehört auch der in neuern Zeiten immer mehr in Gebrauch kommende Flammenofen zum Eisenfrischen (pudliny procefs), dessen schon im ersten Supplementbande der Hüttenkunde Erwähnung geschahe.

Zu S. 467. Warme Amalgamation.

Was ich §. 402. am Schlusse andeutete ist nun erfolgt. Ich erhielt hohe Directorialerlaubniß die warme Amalgamation, nach meinen dieserhalb eingereichten Vorschlägen weiter verfolgen zu dürfen. Die Wichtigkeit des Gegenstandes veranlaßte mich, diese Versuche in gußeisernen Fässern, welche sich wie die gewöhnlichen Anquickfässer um ihre Axe drehen lassen, vorzunehmen, und wie es die folgende Beschreibung meiner Versuche lehren wird, gaben dieselben in Hinsicht auf das Silberausbringen und die Zeitersparniß ein sehr erfreuliches Resultat. Sie begannen im Herbste 1822 und werden des Nächsten weiter im Großen fortgesetzt werden. Es bestätigte sich die wahrscheinliche Vermuthung, daß eine erhöhete Temperatur die Auflösung des Silbers im Quecksilber befördere.

Auf dem berühmten Eisenwerke Lauchhammer wurden zwey gußeiserne Fässer von 3,2 Cub. Fuß Inhalt verfertigt. Das eine dieser Fässer war inwendig emaillirt; das andere nicht. Jedes Faß konnte 1½ Cent. Erz aufnehmen. Sie wurden wie gewöhnliche Anquickfässer aufgehängt. Zur Erlangung einer höhern Temperatur wurde unter jedem Fasse ein durchbohrter mit Löchern versehener Ipser 30 Mark Tiegel in der nöthigen Höhe aufgestellt, und mit Holz-

kohlen (in der Folge werden Coacks zu gebrauchen seyn) gefeuert, wodurch eine Wärme von 60 bis 70 Grad Reaum. in den Fässern erhalten wurde.

Die folgenden Versuche wurden durch mich geleitet und beobachtet, und der Hüttengehülfe Hr. Lauckner wurde nur zur Beyhülfe gegeben; auch von ihm ein Journal über den Gang der Versuche geführt. Ehe ich einen dieses Journal hier mittheile, lasse ich einige Bemerkungen diesen Proceß betreffend voran gehen.

1. Die Einrichtung und Herstellung der Fässer gelang ganz nach Wunsch. Der möglichen Gefahr der Zerstreuung von etwas Quecksilber bey der Oeffnung des Spundes durch die Expansion der feuchten erwärmten Luft, wurde bald und leicht abgeholfen. Daß sich die Fässer etwas schneller – viermahl pro Minute — um ihre Axe drehen als die großen Fässer, welche Bewegung von dem Umtriebe der 20 großen Fässer des Amalgamirwerks abhängt, daß man es ferner nicht in seiner Gewalt hat sie nach Belieben schneller oder langsamer gehen zu lassen *); kann den Versuchen zu einigem Nachtheile gerechnet weden.

2. Die Fässer haben sich bis jetzt fehlerfrey gehalten; auch scheint – wie man es einigermaaßen durch das Spundloch sehen kann, die Emaille des einen Fasses nicht angegriffen zu seyn. Die Methode überhaupt in eisernen Fässern zu amalgamiren scheint keinen Schwierigkeiten unterworfen zu seyn, und sollten auch früher oder später die Fässer angegriffen werden und durch neue zu ersetzen seyn; so würden wir an zugesetztem Schmiedeeisen ersparen was dem Roheisen der Fässer abgeht, und das

*) Es werden nämlich diese beyden kleinen Fässer durch dasselbe Wasserrad, welches die gewöhnlichen Anquickfässer in Bewegung setzt, mit bewegt.

Bayerische Staatsbibliothek MÜNCHEN

zerfressene Faß wieder als altes Eisen benutzen können. Ich glaube daher auch daß das Emailliren der Fässer überflüssig seyn dürfte.

Selbst auf den nicht zu befürchtenden Fall, daß weitere Erfahrungen gegen den Mitgebrauch der warmen Anquickmethode sprächen, würde ich den Gebrauch eiserner Fässer empfehlen.

3. Der erstere und zweyte Versuch nach der neuern Methode zeigten: daß die Entsilberung unserer gewöhnlichen Beschickung schärfer und in kürzerer Zeit als gewöhnlich vor sich gehen. Schon nach 8 Stunden waren die Rückstände $\frac{1}{4}$ Loth und wurden noch gegen das Ende der gewöhnlichen Anquickzeit $\frac{1}{4}$ Loth knapp; die kalt angequickten Rückstände hatten $\frac{7}{20}$ Loth Gehalt. Fiel nun schon dieser Versuch in einem kleinen Fasse, welches immer schlechter als ein großes arbeitet, so gut aus, so ist ein noch besseres Resultat durch warmes Anquicken in 10 Centnerfässern zu hoffen.

Es zeigte sich bey dem Verwaschen der Rückstände auch keine Spur von zerschlagenem Quecksilber; daher wohl mit Sicherheit anzunehmen ist, daß das nach dem Ablassen noch fehlende Quecksilber, welches für beyde Fässer 1 Pfund 22 Loth betrug, durch das Verwaschen im großen Waschbottich wieder erhalten worden ist.

Aus dem ganzen Hergange bey diesen Versuchen ergiebt es sich: daß die Wärme die Ausscheidung des Silbergehaltes bey einer gewöhnlichen Beschickung ungemein befördere.

4. Die folgenden beyden Versuche 3 und 4 sollten uns belehren:

a. Wie weit reichere als gewöhnliche Beschickungen im Gehalte herunter zu bringen wären? und

b. wenn die Beschickung silberhaltiges Kobalterz ist, ob sodann der entsilberte Rückstand noch auf Schmalte zu benutzen sey?

Die Beschickung des 35löthigen Markus Röhlinger kobaltischen Erzes sowohl als die des 16löthigen Erzes aus dem Freyberger Reviere wurde statt kiesigen Erzes mit Eisenvitriol, nach der von mir bereits vor mehreren Jahren gegebenen und in den Königlichen Oberhüttenamtsacten so wie in meinen Schriften niedergelegten Vorschrift, gemacht. Das reiche 35löthige Erz war bereits nach 7 Stunden Umgangszeit bis auf $1\frac{7}{16}$ Loth herunter, konnte indessen bey noch 10 Stunden längerer Umgangszeit nur auf $1\frac{3}{8}$ Loth Rückstandsgehalt gebracht werden. Die 16löthige Beschickung war nach 7 Stunden auf $\frac{7}{8}$ Loth und nach Beendigung des Versuchs auf $\frac{11}{16}$ Loth Rückstandsgehalt gebracht worden. Vermöge bisheriger Erfahrungen über das verschiedene Verhalten einer Beschickung in großen und in kleinen Fässern läßt sich wahrscheinlich annehmen, daß für $1\frac{3}{8}$ Loth 1 Loth und für $\frac{11}{16}$ Loth $\frac{1}{4}$ Loth reichlich zu rechnen seyn dürfte, wenn das Anquicken in Zehncentnerfässern vor sich gegangen wäre. Auch dürften in Hinsicht auf das größere auszubringende Silberquantum einige Procente mehr zugesetzten Kochsalzes und etwas mehr Eisenvitriols wohl von der Wirkung seyn, die Rückstände auf das $\frac{1}{4}$ Loth zu bringen.

Dem etwas großen Quecksilberverluste, vorzüglich bey dem kobaltischem Erze, würde wahrscheinlich durch eine längere Röstung — sie hatte nur 3 Stunden gedauert — abzuhelfen seyn.

Schon bey der Bearbeitung kobaltischer Speise zur Amalgamation habe ich bekanntlich früher wahrgenommen, daß man dieselbe stark bis zur völligen Oxydation rösten muß, wenn nicht viel fein zer-

theiltes nikel- und wismuthhaltiges Quecksilber entstehen soll. Hierzu kommt noch daß die Rückstände, um sie noch wegen ihres Gehaltes weiter zu benutzen, durch die Hand in Schüsseln verwaschen werden mußten.

5. Besonders wichtig war mir nun die Behandlung des entsilberten Kobalterzes auf blaue Farbe; welche so oft versucht aber noch niemals gelungen war. Da die Benutzung dieser Rückstände auf Smalte nicht hierher gehört, so will ich nur bemerken, daß es mir gelang eine gute blaue Farbe aus denselben herzustellen.

Aus diesen Versuchen gehet mithin die angenehme Hoffnung hervor, daß man wohl in der Folge sämmtliche silberhaltige Kobalterze zuvor durch das Anquicken entsilbern, und sie nachher auf blaue Farbe werde benutzen können.

6. Der fünfte und sechste Amalgamationsversuch wurde mehr in theoretischer als in practischer Hinsicht angestellt; indem kaum ein günstiger Ausfall zum Gebrauch zu erwarten stand. Es wurde nämlich 8löthiges Silbererz

a. roh und gemahlen, sodann

b. geröstet und gemahlen ohne weitern Zuschlag warm angequickt. Das rohe Erz ließ 3 Loth Silber an das Quecksilber fahren; das geröstete aber nur $\frac{1}{2}$ Loth.

Aus diesen Versuchen geht hervor:

a. daß eine überwiegende Menge von Quecksilber vermöge seiner Verwandtschaft eine gewisse Menge geschwefeltes Silber der Erze zerlegt, wobey sich geschwefeltes Quecksilber bildet;

b. daß, wenn das geschwefelte Silber der Erze durch die Röstung oxydirt worden ist, das Quecksilber wenig oder nichts auszieht;

c. daß, wenn nicht etwa — wie in einem Münzschlich — das Silber metallisch in einem anzuquickenden Erze enthalten ist, ein Kochsalzzuschlag von einer gewissen Größe nöthig ist, um das durch die Röstung oxydirte Silber in salzsaures Oxyd oder Hornsilber umzuändern, daher denn auch alle von Andern und mir angestellten Versuche zur Ersparung der bedeutenden Ausgabe von circa 6000 Centner Kochsalz vergeblich waren.

7. Der siebente Versuch, bey welchem 2 pro Cent Kochsalz für eine gewöhnliche Beschickung abgebrochen wurde, und wo ich hoffte, daß die Wirkung der Wärme jene der fehlenden 2 pro Cent Kochsalz ersetzen sollte, fiel ganz leidlich aus; denn die Rückstände hielten den gewöhnlichen Gehalt kleiner Fässer, nämlich $\frac{1}{2}$ Loth.

Nimmt man hingegen den ersten Versuch zum Anhalten, so blieb er allerdings um $\frac{1}{4}$ Loth zurück. Indessen bleibt das Resultat doch wichtig genug, um in der Folge einen solchen Versuch durch warme Amalgamation im Großen zu wiederholen; denn es würden dadurch jährlich 1200 Centner Salz oder 3600 Rthlr. erspart.

8. Der achte und letzte Versuch mit 18 löthigem Erze von der Radegrube gab kein so günstiges Resultat als der Versuch Nro. 4. Der Rückstand verblieb $3\frac{3}{4}$ Loth. Da dieses Erz wenig oder gar keinen Rohsteingehalt hatte, so hätte ihm etwas kiesiges oder vielleicht anstatt $3\frac{1}{2}$ p. C. Eisenvitriol, 5 p. C. desselben sollen zugeschlagen werden.

Wenn sich nun schon aus diesen ersten warmen Amalgamationsversuchen mancherley wichtige und nützliche Resultate ergeben, so erfordern sie dennoch eine weitere Bearbeitung und mannigfaltige

Abänderungen, und dazu schlage ich vor der Hand folgende Versuche vor:

1. Es werde in dem jetzigen Raume, wo sich die zwey kleinen Probefässer befinden, ein großes unemaillirtes Zehncentnerfaß statt der zwey kleinen angebracht, welches sich nach Berathung mit dem Herrn Werkmeister Heym wohl würde thun lassen. In diesem könnte sodann mit Sicherheit der Resultate eine Zeitlang sowohl unsere gewöhnliche Beschickung als auch andere warme angequickt werden, und man erhielte, da alsdann die Rückstände in dem großen Waschbottich könnten verwaschen werden, in Hinsicht des Quecksilberverlustes ein bestimmteres Resultat; auch würde sich erst dann der nicht bedeutende Kohlen- oder Coacksaufwand angeben lassen, welcher bey allen acht kleinen Versuchen 1¾ Korb betrug. Die Arbeiter bekämen dabey in Hinsicht der Manipulation und Schichtenzeit mehr Uebung.

2. Während der Zeit, daß das größere Faß gegossen würde und hier ankäme, könnten noch mancherley Versuche, theils Wiederholungen, theils neuere in den kleinen Fässern angestellt werden. Unter die letztern würden gehören:

   a. Abgeänderte Mischungen an Vitriol, Kochsalz, Rohstein und Quecksilber.

   b. Abänderungen an Silbergehalt der Beschickung.

   c. Wenn nun das Silber nur durch Umänderung in salzsaures Silber oder metallisch aus den Erzen zu ziehen ist, so frägt es sich: ob nicht durch eine desoxydirende Röstung mit Kohle, das Silber ganz metallisch zu machen, und ohne Kochsalzröstung zu amalgamiren sey?

Journal über die in Rede stehenden warmen Amalgamationsversuche.

Auf Verordnung E. Königlichen Oberhüttenamtes geführt von Eduard Lauckner. 1822.

Die von dem Herrn Bergcommissionsrathe Lampadius hierüber angestellten Versuche wurden in verschiedener Hinsicht unternommen:

A. Um die seit von Born's Versuchen in sogenannten Sudkesseln liegen gebliebene warme Amalgamation in Hinsicht auf ihre mechanische Ausführbarkeit weiter zu bringen.

B. Sobald es geglückt war, hierzu einen zweckmäßigen Apparat ausfindig zu machen, sollte die warme Amalgamation versuchsweise für die hiesige Königl. Amalgamation angewendet werden, und zwar:

1. Um zu erfahren, ob mit Hülfe der Wärme die Rückstände einer gewöhnlichen Beschickung auf einen geringen Silbergehalt gebracht werden können;
2. Ob der eigentliche Amalgamationsproceß in einer kürzern Zeit als der jetzt eingeführten (19 bis 20 Stunden) bey demselben Rückstandsgehalte von Statten geht;
3. Ob auch sehr reiche Erze ohne Vermengung mit ärmern kieshaltigen vortheilhaft amalgamirt werden können; und
4. ob nicht gewöhnliche oder auch reichere Beschickungen ohne einen Theil der jetzt statt findenden Vorarbeiten bis auf den gewöhnlichen Rückstandsgehalt entsilbert werden.

Alle deshalb angestellten Versuche wurden in dem, bey hiesigem Amalgamirwerke befindlichen Probeanquickwerke unternommen, und zwar in zwey besonders dazu auf dem Lauchhammer bey Mückenberg gefertigten Fässern von 3, 2 Fuß Cubikinhalt. Die nur

schwach bauchigten Fässer selbst sind von ½ Zoll dicken Eisen, gut und dicht gegossen, und mit eingeriebenen Spunden versehen. Die Böden hat der Herr Werkmeister Heym sehr gut aus Holz einsetzen lassen. Bey den ersten Versuchen ließ das eine Faß bey der Einsetzung des Bodens am Rande etwas Quecksilber durch, welchem aber leicht abgeholfen wurde.

Die innere Fläche des einen Fasses war mit einer dünnen Email bekleidet, während die des andern Fasses unemaillirt den Wirkungen des Quickbreyes ausgesetzt war. Die Versuche dienten also zugleich die größere Brauchbarkeit des einen Fasses vor dem andern darzuthun. Die gelinde Feuerung unter den Fässern, zu Hervorbringung einer Wärme von 60—70° R. geschah mit Holzkohlen in gewöhnlichen Ipsertiegeln, welche, damit die Kohlen Nahrung durch Luft bekämen, im Boden und an den Seiten durchlöchert waren. Die Tiegel waren unter der Mitte der Fässer so angebracht, daß nur noch ein geringer Spielraum zwischen der Spundschraube und der Wänden des Feuergefäßes übrig blieb. —

Die Versuche sollen nun in der Folge, in der sie angestellt wurden, hier aufgeführt werden. Bey allen diesen Versuchen ist anzuführen, daß nach bisherigen frühern Versuchen eine Beschickung in kleinen Fässern niemals so gut als in großen Fässern zu entsilbern war, und daß daher alle hier erhaltene Resultate, in Hinsicht auf den Rückstandsgehalt, im Großen wahrscheinlich noch etwas besser ausfallen dürften.

Erster und zweyter Versuch.

Dieser Versuch hatte vorzüglich zum Zwecke, die, durch Anwendung des Feuers bey einer gewöhnlichen Beschickung erhaltenen Resultate mit den, durch die kalte Amalgamationsmethode unter übrigens gleichen

Umständen hervorgebrachten, zu vergleichen; mehr hinsichtlich des Gehalts der Rückstände, als in Bezug auf die Länge der Zeit, in der die Entsilberung vor sich gegangen war.

Zu diesem Behufe wurde den 18ten Septbr. früh um 10 Uhr in jedes Faß gebracht: 1 Centner Mühlenmehl von einer ordinairen 7 löthigen Beschickung, 18 Kannen Wasser und 10 Pfund Eisenplatten; und eine Stunde hierauf, nachdem dem Breye noch etwas Wasser zugesetzt war, um die gehörige Consistenz zu erhalten, ½ Ctn. Queckfilber, und zugleich wurde bey dem emaillirten Faß, welches in den Versuchen mit Nro. I. bezeichnet werden soll, der Anfang mit der Feuerung gemacht.

Von dieser Zeit an wurde die Temperatur des Quickbreys im Faß Nro. I. alle Stunden, hingegen in dem kalt gehenden Faß (Nro. II.) nur von Zeit zu Zeit mit einem Reaumurschen Thermometer untersucht, und nach dem beobachteten Wärmegrad die Führung des Feuers besorgt, so daß die Temperatur der angequickten Masse im Faß Nro. II. immer um mehrere Grade von dem Siedepunkte entfernt blieb, damit der Nachtheil, welcher durch die Expansionskraft des völlig siedenden Quickbreyes hätte entstehen können, gänzlich vermieden würde.

Der Umgang der Fässer war, weil ihre Bewegung von dem Umgange des Rades, welches die größern Fässer bewegt, abhing, stets etwas lebhafter als beym großen Anquickwerke, indem erstere sich pro Minute 21—22mal um ihre Axe drehten, wenn es bey letztern nur 18mal geschah.

Den 18ten September Abends um 7 Uhr, also nach 8 Stunden Umlaufszeit, wurde aus dem Fasse Nro. I. Schöpfprobe genommen, und dieß alle zwey Stunden bis zum Verdünnen wiederholt, hingegen aus dem Fasse Nro. II. wurde den 19ten September

früh um 7 Uhr, also erst nach 20 Stunden Umgangszeit, Probe genommen.

Um diese Zeit wurden beyde Fässer mit den zum Verdünnen nöthigen Wasser gefüllt, und bey dem Faß Nro. I. die Feuerung unterbrochen, sodann nach zwey Stunden Umlaufszeit das silberhaltige Quecksilber abgelassen und gewogen, wobey sich im Fasse Nro. I. 1¼ Pf., und im Fasse Nro. II. 14 Loth Verlust ergab.

Die Rückstände aus beyden Fässern wurden auf Verordnung des Herrn Bergcommissionsrathes Lampadius in die Waschbottiche gebracht, hingegen die genommenen Schöpfproben sorgfältig in Schüsseln verwaschen, und sodann von dem anwesenden Amalgamirprobirer auf ihren Gehalt untersucht.

In nachfolgender Tabelle ist sowohl der Rückstandsgehalt, als die Temperatur des zu verschiedenen Zeiten untersuchten Quickbreyes angegeben.

Beobachtungszeit	Temperatur des Quickbreyes		Umgangszeit	Silbergehalt der Rückstände					
	Faß I.	Faß II.		Anzahl der Körner	deren Silbergehalt incl. der ♄ schwere	à Ct. Rückstand incl. der ♄ schwere	Anzahl der Körner	Gewicht incl. der Bleyschwere	à Ct. Rückstand incl. der ♄ schwere
Uhr					Faß I.			Faß II.	
fr. 11	10°								
12	18°								
1	28°	15°							
2	35°								
3	40°								
4	45°	18°							
5	52°								
6	65°								
7	65°	20°	8 St.	2	1/2 Lth.	1/4 Lth.			
8	65°								
9	58°		10 :	2	1/2 :	1/4 :			
10	50°	25°							
11	56°		12 :	2	1/2 :	1/4 :			
12	53°								
1	53°	20°	14 :	2	1/2 :	1/4 :			
2	60°								
3	62°		16 :	2	1/2 :	1/4 :			
4	67°								
5	65°		18 :	2	1/2 :	1/4 :			
6	58°								
7	45°	16°	20 :	5	1 1/4 :	1/4 :	5	1 3/4 Lth	7/20 Lth.

Dritter und vierter Versuch.

Um die Wirkung der Wärme bey der Amalgamation reicherer Beschickungen kennen zu lernen, wurde 1. Post von $3\frac{3}{8}$ Centr. 35 löthigen Erzes von Markus Röhling und 1. Post von 3 Centner 16 löthigen Erzes von Gottvertrauten Daniel zu den Amalgamationsversuchen bestimmt. Da aber in beyden Erzsorten der zur Erzeugung des schwefelsauren Silbers erforderliche Schwefel nicht vorhanden war, und durch Vermengung mit dem nöthigen Schwefelkiese der Silbergehalt der Erze verringert worden wäre, so wurde statt dessen das Erz, vermöge früherer von dem Herrn Bergcommissionsrath Lampadius gemachten, und bey den Acten des Königl. Oberhüttenamts niedergelegten Erfahrungen, mit Eisenvitriol beschickt, und zwar zufolge dieser Versuche in dem Verhältnisse zu 2, 7 p. C.

Der abgewogene Eisenvitriol wurde dem Gewichte nach in dem doppelten Theile Wasser aufgelöst, und das ausgebreitete Erz mit dieser Lösung besprengt. Auf diese Art waren sowohl die $3\frac{3}{8}$ Centner Obergebirg. Erz mit $10\frac{1}{4}$ Pf., als die 3 Centner 16 löthigen Erzes mit 9 Pf. Eisenvitriole gemengt, wozu noch bey beyden Sorten das Kochsalz in dem gewöhnlichen Verhältnisse zu 10 p. C. gebracht wurde. Die auf diese Art beschickten und völlig getrockneten Erze wurden geröstet. Bey der Röstung des Obergebirg. Erzes zeigte sich keine Spur von schwefligter Säure, desto häufiger hingegen Dämpfe von weißen Arsenik, die aber nach $2\frac{1}{2}$ Stunde sich gänzlich verloren hatten, und an deren statt ein schwacher Geruch nach Salzsäure bemerkbar war. In diesem Zustande kam das dunkelgrau aussehende Erz aus dem Ofen, und die Röstung der zweyten Post nahm hierauf ihren Anfang. Bey dieser waren alle die

Erscheinungen bemerkbar, welche die gewöhnlichen Beschickungen zu 30 bis 35 p. C. Rohstein zeigen, nur daß die Periode des Abschwefelns viel kürzer, ungefähr $1\frac{3}{4}$ Stunde und die ganze Röstzeit überhaupt nur 3 Stunden betrug, woraus sich vorläufig im Fall des Gelingens dieser Versuche eine beträchtliche Ersparung an Röstaufwand ergab. Das Aufschwellen der Röstmasse und ein starker Geruch nach Salzsäure waren, als die Merkmale einer guten Röstung, bey der letzten Post viel deutlicher als bey ersterer wahrzunehmen. Diese beyden gerösteten Posten wurden, jede für sich, gesiebt und gemahlen, und das erhaltene Mühlenmehl probirt. Der Gehalt von dem Obergebirgischen Erze war 35 Loth, und von dem Erze aus der Freyberger Revier 14 Loth im Centner.

Den 23ten September früh halb 8 Uhr wurde, da man gefunden hatte, daß die Fässer mehr als 1 Centner Erz aufzunehmen vermochten, in das emaillirte Faß (I.) eingesetzt: $1\frac{1}{2}$ Centr. Mühlenmehl à Ct. 35 Loth. 30 Kannen Wasser, und 15 Pf. Eisenplatten; und in das Faß Nro. II. $1\frac{1}{2}$ Ctr. Mühlenmehl à Ctr. 14 Loth und ebenfalls 30 Kannen Wasser, und 15 Pf. Eisenplatten.

Nach $1\frac{1}{2}$ Stunde, in welcher Zeit sich die gehörige Dicke gebildet hatte, kam in jedes Faß $\frac{3}{4}$ Ctr. Quecksilber, und zu gleicher Zeit wurde bey beyden Fässern der Anfang mit der Feuerung gemacht. — Wie bey dem vorhergehenden Versuche wurde auch bey diesem die Temperatur des Quickbreyes alle Stunden untersucht, und nach acht Stunden Umgangszeit die erste Schöpfprobe genommen, und dieß alle zwey Stunden bis zum Verdünnen der Fässer wiederholt. In folgender Tabelle sind sowohl die thermometrischen Beobachtungen, als der Silbergehalt der Schöpfproben angegeben.

Beobachtungszeit	Temperatur des Quickbreyes Faß I.	Temperatur des Quickbreyes Faß II.	Umgangszeit	Silbergehalt der Rückstände. Anzahl der Körner	deren Silbergehalt incl. der ♄ schwere Faß I.	à Ct. Rückstand incl. der ♄ schwere	Anzahl der Körner	deren Silbergehalt incl. der ♄ schwere Faß II.	à Ct. Rückstand incl. der ♄ schwere
Uhr									
1/2 11	24°	26°							
12	40°	41°							
1	49°	49°							
2	54°	51°							
3	58°	57°							
4	60°	59°							
5	60°	59°							
6	62°	58°	8 St.	2	27/8 Lth.	17/16 Lth.	2	13/4 Lth.	7/8 Lth.
7	62°	60°							
8	62°	60°	10 "	2	27/8 "	17/16 "	2	13/4 "	7/8 "
9	62°	60°							
10	62°	60°	12 "	2	27/8 "	17/16 "	2	15/8 "	13/16 "
11	62°	60°							
12	61°	62°	14 "	2	27/8 "	17/16 "	2	11/2 "	3/4 "
1	61°	62°							
2	61°	62°	16 "	2	27/8 "	17/16 "	2	11/2 "	3/4 "
3	61°	62°							
4	62°	60°	18 "	2	23/4 "	13/8 "	2	13/8 "	11/16 "

Bey dem Verwaschen der Schöpfproben zeigten sich bedeutende Spuren von mechanisch zerschlagenen Quecksilber, und es ergab sich, nachdem um 6 Uhr das silberhaltige Quecksilber abgelassen wurde, ein Verlust von 12 Pf. 20 Loth bey der 35 löthigen Beschickung und von 10 Pf. bey der 16 löthigen Beschickung.

Da hiernach die Rückstände von beyden Versuchen noch etwas zu reich waren, um die Verwaschung in Bottichen vorzunehmen, so wurden dieselben in Schüsseln verwaschen, und das hierbey erhaltene Quecksilber betrug bey den Rückständen des ersten Fasses 11¼ Pf. und bey den Rückständen des zweyten Fasses 8¾ Pfund.

Es bleibt hiernach der Verlust an Quecksilber bey dem ersten Fasse 1⅜ Pf., und bey dem zweyten 1¼ Pf., wozu noch das aus den Erzen an das Quecksilber übergegangne Silber zu rechnen ist, das bey der 35 löthigen Beschickung 51 Loth, und bey der 16 lö-

thigen 20 Loth betrug, wodurch also der Quecksilberverlust bey der erstern auf 2 Pf. 31 Loth, und bey der zweyten Post auf 1 Pf. 28 Loth steigt. — Einen Theil der bey diesem Versuche erhaltenen kobaltischen Rückstände hat Herr Bergcommissionsrath Lampadius an sich genommen, um Versuche über deren Anwendbarkeit auf Schmalte anzustellen.

Um aber von diesen Versuchen auf den Gang der Amalgamationsarbeiten im Großen zu schließen, muß man freylich den allen praktischen Amalgamirern bekannten Erfahrungssatz berücksichtigen, daß nicht nur die Entsilberung in großen Fässern besser vor sich geht, sondern daß auch die Waage des zerschlagenen Quecksilbers bey weitem geringer ist. Für diese Versuche, hinsichtlich des Verlustes an Quecksilber, spricht noch ferner das Verwaschen der Rückstände in Schüsseln, was allerdings nicht mit der Vollkommenheit wie auf die gewöhnliche Art in Waschbottichen geschehen kann, bey welcher durch die lange gleichförmige Bewegung der Masse sich das fein zertheilte Quecksilber besser wieder zusammenfindet. Indessen hätte vielleicht auch eine noch längere Röstung die Entstehung des zerschlagenen Quecksilbers verhindert, was schon die früheren Versuche des Herrn Bergcommissionsrathes Lampadius über die Amalgamation silberhaltiger Kobaltspeise außer Zweifel gesetzt haben, da hier durch eine ein bis zwey Stunden fortgesetzte Röstung über die gewöhnlichen Kennzeichen, der Entstehung von zerschlagenen Quecksilber vorgebeugt wurde.

Fünfter Versuch.

Da schon frühere Versuche von d'Elhuyar und Sonneschmidt gezeigt haben, daß auch Schwefelmetalle, namentlich Schwefelsilber bey der Behand-

lung mit Quecksilber eine theilweise Zersetzung erleiden, so wurde der folgende Versuch von dem Herrn Bergcommissionsrathe Lampadius in der Absicht angestellt, um die Wirkung der Wärme auch bey dieser unvollkommenen Amalgamation kennen zu lernen.

Zu diesem Behufe wurden den 1sten October 3 Ct. Erz von 8 Loth Silber- und 44 Pf. Rohstein-Gehalt ohne Zusatz an Kochsalz gesiebt und gemahlen. $1\frac{1}{2}$ Ctr. von diesem Mühlenmehle, 15 Pf. Eisenplatte und den nöthigen Wasser kamen den 2ten October früh um 8 Uhr in das emaillirte Faß (Nro. I.). Eine Stunde hierauf wurde $1\frac{1}{2}$ Centner Quecksilber, also doppelt soviel als gewöhnlich nachgesetzt, und mit der Feuerung angefangen. —

In folgender Tabelle finden sich wie bey den vorhergehenden Versuchen die Beobachtungen des Wärmegrades und der Gehalt der Rückstände aufgezeichnet.

Umgangs-zeit	Beobach-tungszeit	Tempe-ratur	Silbergehalt der Rückstände.		
			Anzahl der Körner	Gewicht incl. der Bleyschwere	à Ct. Rückstand incl. der ♄schwere.
10 Uhr		21°			
11 „		29°			
12 „		38°			
1 „		45°			
2 „		51°			
3 „		54°			
4 „		58°			
5 „		60°			
6 „	9 St.	60°	2	12 1/8 Loth	6 1/16 Lth. Silber
7 „		60°			33 Pfund ☿ ♂
8 „	11 „	60°	2	12 „	6 Loth
9 „		60°			
10 „	13 „	60°	2	11 1/8 „	5 9/16 „
11 „		62°			
12 „	15 „	62°	2	11 1/8 „	5 9/16 „
1 „		66°			
2 „	17 „	66°	2	10 1/2 „	5 1/4 „
3 „		66°			5 Loth Dr
4 „	19 „	56°	2	10 „	31 Pf. ☿ ♂

Den 3ten October früh um 3 Uhr wurde die Feuerung unterbrochen, um 4 Uhr verdünnt und um 6 Uhr abgelassen. Der Verlust an Quecksilber war ¼ Centr. Der Rückstand aus dem Fasse wurde in Schüsseln verwaschen. Das erhaltene Quecksilber betrug 13 Pfund. Um von dem fehlenden 12½ Pf. wenigstens den Theil zu erhalten, der sich als mechanisch zerschlagenes Quecksilber in den Rückständen befindet, wurden dieselben den 8ten October in einem großen Ausglüheofen 6 Stunden lang geglühet, und hierdurch 9 Pf. Quecksilber gewonnen, wodurch also der Verlust nur noch 5½ Pf. betrug.

Sechster Versuch.

Der Zweck dieses Versuchs war, zu sehen, obwohl das ohne Kochsalz geröstete, und dem Gewichte nach mit gleichviel Quecksilber warm amalgamirte Erz, gehörig entsilberte Rückstände giebt, und ob hieraus bey der Amalgamation im Großen ein Vortheil rücksichtlich der Ersparung des Kochsalzes zu hoffen ist.

Es wurden demnach den 30ten September 3 Ctn. Erz von 8 Loth Silber- und 44 Pf. Rohsteingehalt ohne Zusatz an Kochsalz geröstet. Die Röstung dauerte 4 Stunden, und zeigte in den zwey ersten Perioden dieselben Erscheinungen wie eine Post von der gewöhnlichen Beschickung. Nachdem keine Spur von schwefligter Säure mehr wahrzunehmen war, wurde das Erz aus dem Ofen gezogen, und am folgenden Tage gesiebt und gemahlen. Das auf den Gehalt untersuchte Mühlenmehl hielt im Centner 8½ Loth Silber. —

1½ Centner von diesem gemahlenen Erze, 15 Pf. Eisenplatten mit dem nöthigen Wasser kamen den 2ten October früh um 8 Uhr in das gußeiserne Faß

Nro. II. Nach einer Stunde wurde $1\frac{1}{2}$ Ctr. Queckſilber nachgeſetzt, und der Anfang mit der Feuerung gemacht.

Uebrigens wurde dieſer Verſuch ganz ſo wie der vorhergehende geführt, und es ergaben ſich folgende Reſultate:

Beobachtungszeit	Umgangszeit	Temperatur	Silbergehalt der Rückſtände.		
			Anzahl der Körner	Gewicht incl. der Bleyſchwere	à Ctr. Rückſtand incl. der Bleyſchwere
10 Uhr		20°			
11 „		30°			
12 „		39°			
1 „		46°			
2 „		55°			
3 „		58°			
4 „		60°			
5 „		61°			
6 „	9 St.	61°	2	16 1/4 Loth	8 1/8 Loth
7 „		61°			
8 „	11 „	60°	2	153/4 „	77/8 „
9 „		60°			
10 „	13 „	60°	2	15 1/2 „	73/4 „
11 „		62°			
12 „	15 „	65°	2	15 1/4 „	75/8 „
1 „		66°			
2 „	17 „	66°	2	15 1/4 „	75/8 „
3 „		67°			
4 „	19 „	55°	2	143/4 „	73/8 „

Das abgelaſſene ſilberhaltige Queckſilber wog 1 Ct. 45 Pf. Durch das Verwaſchen der Rückſtände wurden 10 Pf. erhalten, wodurch der Verluſt an Queckſilber bey dieſem Verſuche nur $1\frac{1}{16}$ Loth betrug.

Bey dieſen und den vorhergehenden zu gleicher Zeit angeſtellten Verſuchen zeigte ſich zuweilen bey dem Oeffnen der Fäſſer, was alle Stunden geſchah, daß durch die Gewalt der erwärmten Luft und der Waſſerdämpfe ſowohl Schlamm- als Queckſilbertheilchen herausgeworfen wurden, und letztere ungeachtet aller Sorgfalt nicht immer in den Spund des Faſſes wie-

der zurückgebracht werden konnten. Um nun jede nachtheilige Wirkung auf die Gesundheit zu verhüten, wurden die von dem Herrn Bergcommissionsrath Lampadius erdachten Vorrichtungen bey den folgenden Versuchen angewendet, und hierdurch der Nachtheil beseitiget, den die mechanisch mit fortgerissenen, zuweilen in den unter dem Fasse befindlichen Feuerraum rollenden Quecksilberkügelchen, auf die Gesundheit haben konnten.

Siebenter Versuch.

Da der letzte Versuch nur zu deutlich zeigte, wie nachtheilig der gänzliche Mangel an Kochsalz auch bey warm amalgamirten Erzen ist; dennoch vielleicht wenigstens einige p. C. an Kochsalz ohne nachtheilige Wirkung auf das Silberausbringen erspart werden können, so wurde das zu dem jetzigen Versuche bestimmte Erz nur mit 8 p. C. Kochsalz beschickt.

Es wurden demnach 3 Centner Erz von $7\frac{1}{2}$ Loth Silber- und 39 Pf. Rohstein-Gehalt mit $26\frac{1}{2}$ Pf. Kochsalz gemengt und geröstet. Die Röstung dauerte $4\frac{1}{2}$ Stunde, und gab dieselben Erscheinungen wie bey den gewöhnlichen Beschickungen.

Das auf den Gehalt untersuchte Mühlenmehl hielt im Centner 8 Loth Silber und 5 Pf. Rohstein.

$1\frac{1}{2}$ Centner von diesem Erze, 15 Pf. Eisenplatten mit dem nöthigen Wasser kamen den 9ten October früh um 7 Uhr in das emaillirte Faß Nro. I. Nach 2 Stunden wurde $\frac{3}{4}$ Centner Quecksilber nachgesetzt, und mit der Feuerung angefangen.

Da das Verhältniß der Wärmezunahme schon aus den frühern Versuchen hinlänglich bekannt war, so wurde jetzt nur alle 2 Stunden die Temperatur des Quickbreyes untersucht.

Die Sicherheitsvorrichtungen, welche nun allemal bey dem Oeffnen des Fasses angebracht wurden, bestanden in zwey eisernen, genau an den Spund anschließenden Ringen. An dem Einem dieser Ringe war ein Beutel mit Zwillicht befestigt, und an dem Andern ein lederner Schlauch an dessen Ende sich wieder eine hölzerne Röhre befand, die unter Wasser geführt wurde. Diese letztere Vorrichtung, welche vorzüglich ihrem Zwecke entsprach, wurde nun über den Spund gesetzt, sodann an den Ring geschlagen, und auf diese Weise der Spund geöffnet. Das mit fortgerissene Quecksilber blieb meistentheils mit dem Erzschlamme vermengt im Schlauche sitzen, und nur einige Mal war es der Fall, daß kleine Kügelchen im Wasser bemerkbar waren. Zur vollkommenen Sicherheit wurde noch jedesmal beym Oeffnen des Fasses, der Tiegel, in welchem das Feuer sich befand mit einem eisernen Bleche bedeckt, und hierdurch das Fallen des Quecksilbers in den Feuerraum unmöglich gemacht. Die Resultate dieses Versuchs sind in beyliegender Tabelle befindlich.

Beobachtungszeit	Umgangszeit	Temperatur	Silbergehalt des Rückstandes.		
			Anzahl der Körner	Gewicht incl. der Bleyschwere	à Ctr. Rückstand incl. der ħschwere
12 Uhr		36°			
2 〃		54°			
4 〃		62°			
6 〃	9 St.	60°	2	1 1/4 Loth	5/8 Loth
8 〃	11 〃	61°	2	1 1/4 〃	5/8 〃
10 〃					
12 〃	15 〃	70°	2	1 1/4 〃	5/8 〃
2 〃	17 〃	67°	2	1 〃	1/2 〃
4 〃	19 〃	50°	2	1 〃	1/2 〃

Nach 17 Stunden Umgangszeit wurde nicht mehr nachgelegt, und eine Stunde später das Feuer ganz weggenommen. Das Verdünnen und Ablassen geschah zu der gewöhnlichen Zeit. Der Verlust an

Quecksilber nach einmaligem Verwaschen der Rückstände war $5\frac{1}{2}$ Pfund.

Da nun frühere Versuche über die kalte Amalgamation in kleinen Fässern von gewöhnlicher Beschickung mit 10 p. C. Kochsalz auch $\frac{1}{2}$ löthige Rückstände gaben, so kann man diesen Versuch als gelungen betrachten.

Achter Versuch.

Wie vortheilhaft die Wärme bey der Amalgamation reicher Beschickungen wirkt, haben schon frühere Versuche bewiesen. So waren im Versuche III. die Rückstände einer 35 löthigen Beschickung $1\frac{3}{8}$ löthig, und im Versuche IV. die einer 16 löthigen Beschickung bis auf $\frac{11}{16}$ Loth entsilbert. Es ließe sich nun hoffen, daß durch das gehörige Verhältniß des Silbers zu seinen Auflösungsmitteln, der Schwefel- und Salzsäure sowohl als des Quecksilbers auch noch günstigere Resultate zu erwarten sind. —

Zu dem hierüber angestellten Versuche wurde 1. Post von 18 Loth Silber- und 8 Pf. Rohsteingehalt von Radegrube bestimmt.

3 Centner von diesem Erze auf die gewöhnliche Weise mit $3\frac{1}{3}$ pro Cent (11 Pf.) Eisenvitriol, und 11 pro Cent (33 Pf.) Kochsalz beschickt, wurden den 7ten October geröstet. Die Röstung dieser Post dauerte 7 Stunden, indem 3 Stunden allein zum Zerpochen und Trockenrühren der Röstmasse erfordert wurden. Es ließen sich auch hier schwache Spuren von schwefliger Säure bemerken, jedoch bey weitem nicht so stark wie bey gewöhnlichen Beschickungen. Eben so verhielt es sich mit der Salzsäure. Das geröstete Erz wurde gesiebt und gemahlen, und $1\frac{1}{2}$ Centner von diesem $13\frac{1}{2}$ löthigen Mühlenmehle den 9ten October früh um 7 Uhr mit den gehörigen Men-

gen von Wasser und Eisenplatten in das Faß Nro. II. eingesetzt. Nach 2 Stunden Umgangszeit wurde $1\frac{1}{2}$ Centner Quecksilber hinzugebracht, und hierauf die Feuerung angefangen. Da die Untersuchung der Temperatur und das Probenehmen zu der nämlichen Zeit, und mit derselben Vorsicht wie bey dem vorigen Versuche geschah, so sind bloß die erhaltenen Resultate zu bemerken, die in folgender Tabelle verzeichnet sind.

Beobachtungszeit	Umgangszeit	Temperatur	Silbergehalt der Rückstände.		
			Anzahl der Körner	Gewicht incl. der Bleyschwere	à Ctr. Rückstand incl. der Bleyschwere
12 Uhr		48°			
2 „		60°			
4 „		62°			
6 „	9 St.	60°	2	10 Loth	5 Loth
8 „	11 „	64°	2	9 „	4 1/2 „
12 „	15 „	70°	2	8 1/2 „	4 1/4 „
2 „	17 „	68°	2	8 1/2 „	4 1/4 „
4 „	19 „	52°	2	7 1/2 „	3 3/4 „

Das abgelassene silberhaltige Quecksilber wog $145\frac{1}{2}$ Pfund. Durch das Verwaschen der Rückstände in Schüsseln wurden noch $13\frac{1}{2}$ Pf. erhalten. Es beträgt demnach sämmtlicher Quecksilberverlust 6 Pf. $14\frac{5}{8}$ Loth.

Der ungünstige Ausfall dieses Versuches in Vergleichung mit dem günstigen Resultate des Versuches Nro. IV. dürfte in folgenden Ursachen zu suchen seyn: Erstlich hatte dieses Erz in Vergleichung mit der größern Menge Kochsalz zu wenig Rohsteingehalt; und zweytens hätte daher vielleicht eine größere Menge Eisenvitriol oder kiesiges Silbererz zugesetzt werden sollen. —

Aus allen diesen Versuchen geht vor der Hand soviel hervor:

a. daß die Amalgamation in eisernen Fässern recht gut von Statten geht;

b. daß diese Methode der warmen Amalgamation in Hinsicht auf den Mechanismus aller von Alonso Barba, von Born und andern versuchten vorzuziehen ist.

c. daß eine gewöhnliche Beschickung schneller und reiner durch die Wärme als bey gewöhnlicher Anquicktemperatur zu entsilbern ist;

d. daß auch reichere Beschickungen amalgamirt werden können, wozu indessen um diese Erfahrung zu bestätigen noch verschiedene abgeänderte Versuche anzustellen bleiben;

e. daß ungeröstetes Erz einen Theil seines sauerstoffleeren Silbers an das Quecksilber abtritt, wobey aber Schwefelquecksilber entsteht, welches durch Destillation mittelst Eisens wieder zerlegt werden müßte;

f. daß, wenn durch Röstung ohne Kochsalz das Silber oxydirt wird, wenig oder gar nichts desselben von Quecksilber ausgezogen wird;

g. daß wahrscheinlich bey der warmen Amalgamation bey gewöhnlicher Beschickung wohl einige p. C. Kochsalz abzubrechen seyn dürften. —

Der bey den Versuchen scheinbare größere Quecksilberverlust kann erst bey größeren Versuchen, und bey der Verwaschung der Rückstände in Waschbottichen genauer eruirt werden. —

In Hinsicht auf die Dauerhaftigkeit der Fässer ist übrigens bis jetzt nichts Nachtheiliges wahrgenommen worden. —

Der Aufwand an Brennmaterial bey diesen Versuchen ist ziemlich unbedeutend gewesen, und im Durchschnitt ist auf ein Faß während einer 17 bis

18stündiger Feuerung nur ein volles Schienfaß zu rechnen. Indeß hätte durch einen etwas langsameren Umgang der Fässer, der aber wegen der Verbindung mit dem großen Anquickwerke nicht hervorgebracht werden konnte, auch noch etwas an Kohlen erspart werden können, da bey verminderter Geschwindigkeit der Fässer die Temperatur des Quickbreyes bedeutend erhöht wird. —

Zu S. 495. Reverberirsiedepfannen.

Die §. 429 erwähnte Vorrichtung die Verdampfung durch eine über die Flüssigkeit hinstreichende Flamme zu bewerkstelligen, ist in England in neuern Zeiten vervollkommnet worden. Bis jetzt kenne ich diese Einrichtung bloß aus mündlichen Erzählungen Reisender. Man erbauet z. B. Pfannen zum Versieden der Alaunlauge aus festen hart gebrannten Thonkieselziegeln; stellt einen mit einem Roste versehenen Feuerheerd neben die Pfanne, überbauet die Pfanne mit einem Gewölbe, und leitet nun die Steinkohlenflamme über die zu verdampfende Flüssigkeit in die Oeffnung einer Esse, welche die Dämpfe mit ableitet. Der Hauptvortheil soll in Ersparung des Bleyaufwandes zum Pfannenguß, jedoch auch in Ersparung von Brennmittel bestehen.

Zu S. 501. §. 434. Dornengradirung.

Diese Gradirung ist nun seit einigen Jahren auch zur Concentration und Reinigung armer Alaunlaugen mit Vortheil angewendet worden. Auf den Alaunwerken Schwemmsal und Muswich findet man dieselbe zweckmäßig eingerichtet. Man erspart dadurch viel am Brennmaterial, und erhält eine weit eisenfreyere Alaunlauge.

Zu S. 503. Wachsmachen.

Die Auflösung des Alaunmehles erfolgt jetzt auf manchen Alaunwerken, mittelst der Wasserdämpfe. Man leitet aus einem eisernen oder kupfernen Dampfkessel Dämpfe in ein mit Alaunmehl gefülltes hölzernes Faß. Die Dämpfe erhitzen das Alaunmehl, und setzen dabey soviel Wasser ab, daß sich das Mehl allmählich auflösen kann. Ist dieses geschehen, so läßt man die Lauge zum Waschen (Krystallisation) ab. Diese neue Arbeit geht schnell; auch erspart man die Anlage einer kostbaren Bleypfanne.

Zu S. 504. Cementation.

Eine neue Anwendung von der Cementation hat in neuern Zeiten Hr. D. Bauer in Bautzen gemacht. Er cementirt nämlich Roheisenstäbe oder Platten in einem noch unbekannten Cementpulver, und ändert auf diese Weise das Roheisen in gaares Eisen um. Nach dessen Angabe unterscheidet sich dieser Proceß von den frühern Versuchen Rinnmanns, Reaumürs und anderer dadurch: daß der Kohlenstoff des Roheisens nicht durch das Cementpulver oxydirt, sondern extrahirt wird. Er hält diesen neuen Proceß so lange geheim, bis er im Großen ausgeführt seyn wird. Er nennt diese Arbeit einen Aductionsproceß. Daß dieses Verfahren mit Quantitäten von 10 — 30 Pf. wirklich ausführbar ist, davon habe ich mich durch den Augenschein in der Fabrik der Hrn. Gebrüder Bauer in Bautzen überzeugt; auch sahe ich wie Hr. D. Bauer aus solchem Eisen die feinsten Bleche ausschmiedete; ferner es mit Roheisen zusammenschmolz und sodann die geschmolzene Masse stark pressen ließ; worauf sie sich als guter Gußstahl darstellte. Wir müssen übrigens von Hrn. D. Bauer selbst weitere Mittheilungen über diese Processe erwarten.

Supplemente

zum

zweyten Theil ersten Bandes

der Hüttenkunde.

Zu S. 184. Verbesserungen welche der Amalgamationsproceß bey Freyberg in neuern Zeiten erhielt, so wie für diesen Proceß angestellte Versuche, in chronologischer Ordnung aufgeführt.

Quartal Reminiscere. 1818.

Die Röstung der Amalgamirerzbeschickung wurde statt bisher mit Schiefer- und Kalkkohlen aus dem Plauenschen Grunde mit Schmiedekohlen versucht. Man büßte aber bey 5 Röstposten 5 Gr. 6½ Pf. ein. Bisher hatte man das letzte Gutrösten noch mit Holz betrieben. Man unternahm es nun auch mit Steinkohlen. Am Schlusse des Quartals bestätigte sich der größere Kostenaufwand bey dem Rösten mit Schmiedekohlen. Er betrug auf 100 Ctn. Erz 1 Rthlr. 4 Gr. 9½ Pf.

In der 6ten Woche dieses Quartals wurden die bereits im Jahre 1817 begonnenen neuen Versuche das Amalgam in Retorten abzudestilliren, fortgesetzt. Um meine Leser in den Stand zu setzen, den Gang dieser Versuche gehörig zu beurtheilen, theile ich zuvörderst die von mir getroffenen Einleitungen zu diesen Versuchen mit. Es geschahe dieses durch folgenden Vortrag an das Königliche Oberhüttenamt:

Die bisherige Art das Quecksilber aus dem Amalgam zu scheiden hat, wie es die Erfahrung lehrt, einige Unvollkommenheiten, namentlich: 1) steht das aus sehr dicken Gußeisen verfertigte Destillirgefäß mit seinem untern Theile im Wasser,

und wird stark abgekühlt, während der obere Theil durch die Hitze stark ausgedehnt wird. Durch diese ungleiche Ausdehnung erfolgt allmählich das Zerspringen des Ausglühetopfes mit mehr oder weniger Quecksilberverlust. 2) Muß man ein bedeutendes Feuer anwenden, um zuerst den dicken Ausglühetopf und dann eine beträchtliche Luftschicht zu erhitzen, ehe die Wärme auf das auf den Tellern aufgehäufte Amalgam wirkt, wodurch nicht allein ein größerer Aufwand an Brennmaterial, sondern auch das frühere Zerspringen der Ausglühetöpfe mit bewirkt wird. Die eisernen Gasretorten, welche man zur Bereitung des Leuchtgases aus Steinkohlen anwendet, schienen mir daher mit der nöthigen Abänderung zu dem Abtreiben des Quecksilbers geschickter als die bestehende Vorrichtung. Da die Destillation des Quecksilbers nach unten vor sich gehen muß, so legte ich die in Tab. III. abgebildete Retorte b mit der niederwärts gehenden Röhre c in einem Ofen ein. Würde das Amalgam gleich in eine solche Retorte gebracht, so würde es schmelzen und mit dem Silber ablaufen. Daher ließ ich einen zweyten an der langen Seite $2\frac{1}{2}$ Zoll offenen Cylinder a verfertigen, ihn mit einem Deckel e verschließen und damit er nicht an den äußern Cylinder schließe, sondern den Quecksilberdämpfen einen Durchzug verstatte, mit eisernen Stiften h versehen. Diese zweyte innere Einrichtung ist von Eisenblech. Sie wird bis zum Drittheil mit Amalgam gefüllt, mit ihrem Deckel verschlossen, dann in die Retorte geschoben, und nun wird der äußere gußeiserne Deckel g mit Lehm bestrichen, angelegt und aufgeschraubt. Bey der Erwärmung der Retorte steigen die Quecksilberdämpfe aus a auf, verfolgen den Weg welchen der Pfeil andeutet, verdichten sich und fallen in ein mit Wasser gefülltes Gefäß d durch die Röhre c

niederwärts. Bey dem ersten Versuche hatte ich ein blechernes Rohr bey c Fig 1. angekittet. Da aber durch den Kitt doch leicht einige Quecksilberdämpfe entweichen könnten, so würde es bey Herstellung eines bleibenden Ofens besser seyn, die Rohrstücke anzuschrauben, wie es Fig. 3 u. 4 zeigen. Am 31. Jul. 1816 wurde mit dieser neuen Destillationsvorrichtung der erste Versuch im hiesigen Königlichen Laboratorio gemacht. Es wurden 50 Pfund Amalgam eingesetzt, wodurch der Cylinder noch nicht halb voll wurde. Man fing um 9 Uhr Morgens mit der Feuerung an, und brachte die Retorte zum schwächsten Rothglühen. Schon nach einer halben Stunde ergoß sich ein Quecksilberregen in das Verdichtungsgefäß. Man mußte bald das Feuer vermindern und äußerst gelinde fortdestilliren. Da wo das Rohr bey c eingekittet ist, zeigten sich einige wenige Quecksilberdämpfe; die übrigens von keiner Bedeutung waren, und gänzlich vermieden werden können, wenn das Rohr luftdicht angeschraubt wird. Um 3 Uhr Nachmittags war die Destillation beendet, und als am andern Morgen der Inhalt des Cylinders a verwogen wurde, fanden sich 15 Mark sehr gut ausgeglühetes Metall und 42 Pf. 15½ Loth Quecksilber; also nur ½ Loth Verlust, und mithin war dieser erste Versuch nach Wunsch ausgefallen.

Ich schlage nun dem Königlichen Oberhüttenamte einen größern Ofen nach der Zeichnung Fig. 4. Tab. III. vor. In einem solchen Ofen könnten gegen 4 Cent. Amalgam bequem abdestillirt werden. So weit mein Vortrag.

Es wurde jedoch nur vor der Hand eine größere Retorte der Art eingelegt, und vom 29. Jul. 1817 bis mit dem 28. Oct. desselben Jahres wurden 19

Ausglühen mit derselben unternommen. Das Resultat war auf 100 Cent. Amalgam folgendes:

5,43 Pfd. weniger Quecksilberverlust als bey dem gewöhnlichen Ausglühen;

24,5 Körbe weniger Torfverbrauch;

3,3 Körbe weniger Kohlenaufwand;

$3\frac{1}{2}$ Cent. 2,32 Pfd. weniger unzerlegtes Amalgam als bey dem gewöhnlichen Ausglühen.

Nun aber war bey dem 19ten Ausglühen die Retorte zersprungen. Dieses, und weil man bemerkt hatte, daß aus der innern blechernen Büchse a, vorzüglich bey deren Deckel e leicht etwas Amalgam durchsinterte und die Leitungsröhre c verstopfte, wodurch sich das Quecksilber in der Retorte anhäufte; das zum Verschluß derselben an deren Deckel angebrachte Lutum hob, und in Dämpfen herausdrang, gab dieser Destillationsmethode eine andere weniger vortheilhafte Richtung. Man bestellte Retorten, welche ein Rohr zum Abziehen der Quecksilberdämpfe an die Seite in der halben Höhe der Retorte bey i bekamen. Statt des innern Blechcylinders a wählte man eine muldenförmige Pfanne, welche ebenfalls bis zur Höhe i reichte, und mehrere Fächer zum bequemen Herausnehmen des Amalgams erhielt.

In diesen neu abgeänderten Retorten wurden nun die S. 193 erwähnten Versuche fortgesetzt. Eine der Retorten wurde eingesetzt, und hielt nur 7 Ausglühen aus. In einer zweyten wurden nur 5 Ausglühen unternommen; denn es fand sich daß diese Ausglühemethode hinter der gewöhnlichen zurückblieb, zumal man unter der Zeit größere Ausglühetöpfe, unter welchen man 5 Cent. Amalgam statt bisher 3 Cent. abdestilliren konnte, eingeführt hatte. Vergleichungsweise mit dem Verhalten dieser größern Ausglühetöpfe blieben die neuen Retorten folgendermaaßen zurück:

a. 100 Cent. Amalgam gaben in den Ausglühetöpfen 13,78 Pfd. weniger Quecksilberverlust.
b. bedurften 106,65 Stunden weniger Zeit.
c. 9,11 Körbe Torf weniger
c. 4,31 Körbe Kohlen weniger.

Diese Resultate fielen mithin ganz im Gegentheil jener von 29. Jul. bis 28. Oct. 1817 aus. Natürlich lag dieser nachtheilige Ausfall daran: daß die Quecksilberdämpfe zu hoch steigen mußten um ihren Austritt bey i zu erreichen; Quecksilber stets wieder auf das Amalgam zurückfiel, mithin mehr Brennmaterial nöthig war; auch die Quecksilberdämpfe länger circuliren mußten und mehr Verlust dabey entstehen konnte. Dessen ungeachtet obgleich man die Fehler der neuen Abänderung wohl einsahe, wurden, zumal man mit den neuen vergrößerten Ausglühetöpfen schon Vortheil erlangt zu haben glaubte, einstweilen die Versuche eingestellt und erst in dem jetzt laufenden Jahre (1824) werden dieselben wieder vorgenommen. Man hat nun einige Retorten bestellt, deren Austrittsrohr für die Dämpfe bey k, Fig. 1. Tab. III. angegossen wird. Ueber die Gestaltung des Einschiebgefäßes ist man noch nicht bestimmt. Sobald die neuen Versuche durchgeführt sind, werde ich deren hoffentlich günstige Resultate in irgend einer hüttenmännischen Zeitschrift mittheilen.

Quartal Trinitatis. 1818.

Da man bisher nicht mit Gewißheit wußte wie viel Cent. Rückstand eine gewisse Menge zur Amalgamation beschicktes Erz liefere, so wurde in der vierten und fünften Woche dieses Quartals ein diesfalsiger genauer Versuch mit 20 Cent. Erz angestellt. Diese 20 Cent. Erz gaben $16\frac{1}{8}$ Cent. Rückstand, und es kommt auf 1 Cent. 21 Pf. Abgang. Wer-

den also jährlich wie gewöhnlich 30,000 Cent. Erz amalgamirt, so geben diese ungefähr 24,000 Cent. Rückstand a $\frac{1}{4}$ Loth Silber. Dieses beträgt 6000 Loth oder 375 Mark nicht ausbringbaren Verlust.

In der 5ten Woche dieses Quartals wurde die über dem Einschmelzofen des Amalgamirsilbers angelegte Flüggestübekammer nach Jahresfrist ausgeräumt und 19$\frac{1}{8}$ Pfd. Fluggestübe mit 3 Mark 11 L. 3 Q. Silber gefunden worden.

Quartal Luciae. 1818.

Um zu erfahren ob das Amalgamirsilber, welches bis jetzt dem Abtreiben übergeben wurde nicht gleich fein zu brennen wäre, und auf diese Weise der Amalgamationsproceß von dem Schmelzprocesse scharf getrennt werden könnte, übergab man 60 Mark Silber a 13$\frac{1}{2}$ Loth in zwey Posten dem gewöhnlichen Feinbrennen. Dabey wurden 9 Pfd. Frischbley zugesetzt. Das Feinbrennen dauerte 1$\frac{1}{2}$ Stunde länger als gewöhnlich. Man erhielt zwey Brandstücke mit 48 M. 11 L. 1$\frac{1}{4}$ Q. Feinsilber. Beyde Brandstücke hatten in Vergleichung mit gewöhnlichen auf der Oberfläche einen Stich in das Schwarze. Man ließ es daher einstweilen bey diesen Versuchen bewenden.

Quartal Crucis. 1820.

Da man sich überzeugen wollte, ob die Amalgamirrückstände mittelst einer Art von Verwaschens nicht bis zur Schmelzwürdigkeit concentrirt werden könnten, so wurde ein kleines Waschwerk in dem Amalgamwaschhause eingerichtet und eine Quantität Rückstände darüber verwaschen. Man konnte sie jedoch nur auf 2$\frac{3}{4}$ Quent. im Centner bringen. Da man dieselben nun wenigstens auf 1 Loth bringen müßte, wenn sie für die Roharbeit schmelzwürdig

zu erachten stånden, so blieben diese Versuche einstweilen bis zu Auffindung einer bessern Waschmethode ausgesetzt.

Desgleichen wurde in diesem Quartale ein Versuch die bey dem Ausglühen durchlässig gewordenen Ausglühetöpfe mittelst eines umgelegten eisernen Ringes wieder ausbessern zu lassen, gemacht. Indessen sprang bey dem 7ten Ausglühen der Ring queer durch. Da diese Reparatur 8 Rthlr. 8 Gr. kostete, und ein neuer Ausglühetopf im Durchschnitt 60 Ausglühen hålt, so wurde diese Reparatur einstweilen nicht wiederholt.

Quartal Luciä. 1820.

Die oben gedachten Verwaschversuche der Amalgamirrückstånde wurden mit einigen Abånderungen wiederholt; aber kein günstigeres Resultat erhalten worden.

Quartal Reminiscere. 1821.

Um einen Theil der Amalgamirbeschickung den Processen des Mahlens und Siebens zu entziehen, schlug der Herr Hüttenmeister Christiani vor, gepochtes und gewaschenes Erz, jedes für sich in der Röstung und bey den nachfolgenden mechanischen Absonderungsarbeiten zu behandeln, dann aber gut vermengt in die Füllkästen zu bringen und zu verquicken. Es wurde dieser Versuch vorläufig im Kleinen genehmigt und durchgeführt; deshalb wurden fernere Versuche im Großen beschlossen.

In eben diesem Quartale leitete ich einige Versuche zur Bearbeitung des kupferreichen Waschbottichmetalls mit Schwefelsäure nach der Methode des Engländers Keir ein. Es sollte nämlich das Kupfer gemeinschaftlich mit dem Silber in Schwefelsäure aufgelöst; das Silber durch Kupfer wieder niedergeschlagen,

und sodann aus der Lauge Kupfervitriol versotten werden. Die nachfolgende von dem Hrn. Gewerkenprobirer Laas (damaligen Hüttengehülfen über diese Arbeit) eingereichte Beschreibung zeigt den Gang der Versuche. Sie konnten, da die Scheidegeräthschaften nicht aushielten, nicht ausgeführt werden. Indessen gaben sie mir doch die erste Veranlassung eine weiter unten beschriebene vervollkommnete Scheidung dieser Art auszufinden; daher werden diese Versuche nicht ohne Nutzen gelesen werden.

Beschreibung des Versuches, das Silber aus dem Waschbottich-Metall auf nassem Wege im Großen zu scheiden.

Auf Befehl E. Königl. Hochlöblichen Oberhüttenamts zu Freyberg wurden den 31ten Jan. 1821 auf dem Amalgamirwerke zu Halsbrücke für den, von dem Herrn Bergcommissionsrathe Lampadius unternommenen Versuch, das Silber aus dem Waschbottich-Metall auf nassem Wege zu scheiden:

114 Mk. 5 Lt. Waschbottich-Metall mit (à Mk. 1 Lt. 3 Qt. 2 Pf. Feinsilber) 13 Mk. 6 Lt. 1 Qt. Feinsilber eingeschmelzt und granulirt. Davon erhielt man

89 Mk. Granalien	mit	10 Mk.	6 Lt.	3 Qt.	2 Pf.
24 - erstarrt Metall		2 -	13 -	- -	- -
1 - 5 Lt. minus.		—	2 -	1 -	2 -
114 Mk. 5 Lt. Met.	mit	13 Mk.	6 Lt.	1 Gr.	Feinsilb.

Das Einschmelzen dieses strengflüssigen Metalls geschah unter 4 Feuern und dauerte gegen 3 Stunden, dessen ungeachtet blieb es immer dickflüssig, erstarrte leicht, und erschwerte deshalb das Granuliren sehr.

Die Granalien fielen größtentheils so stark aus, daß sie, trotz ihrer öfters erfolgten chemischen Behandlung, doch unauflöslich blieben.

Im Vertrauen auf eine Nachricht aus Hamburg, vermöge deren sich der als Chemiker bekannte Hr. D. Eimbke starker kupfernen Kessel, zu der Bereitung des Kupfervitrioles, bedienen sollte, unternahm auch der Herr Bergcommissionsrath Lampadius den Scheidungsversuch in einem hohen kupfernen, zu diesen Behuf besonders verfertigten Kessel. Es geschah dieß den 12ten Febr. Vormittages, und zwar auf dem Amalgamirhofe, damit die bey der Auflösung des Metalls frey werdenden Dämpfe denen, die bey dem Versuche beschäftigt waren, unbeschadet entweichen konnten.

Nachdem man 89 Pfund reine englische Schwefelsäure in den Kessel gebracht hatte, trug man die zum Versuche bestimmten Granalien nach, setzte ihn auf einen Dreyfuß und umgab ihn rund herum bis zu den übergebogenen Rand dergestalt mit Ziegel, daß das unter demselben zu unterhaltende Feuer seine ganze Kraft an ihn absetzen konnte.

Nun wurde eine zweyte Quantität Schwefelsäure von 50 Pfund in einen andern kupfernen Kessel gewogen, welche zum Nachtragen bestimmt wurde, wenn die erstere Dosis der Säure zur vollkommenen Auflösung des Metalls unzulänglich seyn sollte.

Die Granalien im Kessel sollten nun in der Schwefelsäure aufgelöst, bis zur Trockenheit eingedickt, die erhaltene Masse in siedendem Wasser wieder aufgelöst, und die Solution filtrirt werden. Das durch den kupfernen Kessel gefällte Silber war dann einzuschmelzen, und die Kupfervitriol-Auflösung zu krystallisiren.

Nachdem die nöthigen Vorbereitungen und Einrichtungen zu diesen Operationen getroffen waren,

wurde nun Holzfeuer unter dem Kessel gebracht, und darauf Kohlen geworfen. Nach Verlauf von $\frac{1}{4}$ Stunde verriethen schon aufsteigende Gasblasen die Zersetzung des Metalls, bald darauf entwickelten sich starke, schweflichtsaure Dämpfe, und die Flüssigkeit kam zum Sieden. Um die Zersetzung zu befördern, wurden die Granalien mit einem kupfernen Stabe öfters aufgerührt, wobey man schon nach einer Stunde, vom Anfang der Siedung an, bemerkte, daß ein großer Theil der Granalien zersetzt, und zu einer breyartigen Masse geworden war. Jetzt bemerkte man aber am Boden des Kessels ein Loch, und mußte sogleich den großen Proceß unterbrechen. Der Kessel wurde sogleich aus dem Feuer gehoben, und die Flüssigkeit in Ermangelung eines andern passenden Gefäßes in den oben erwähnten zweyten kupfernen Kessel ausgegossen. Die mit Schlamm bedeckten Granalien, welche noch unaufgelöst im Kessel geblieben waren, wogen 113 Mk. und werden für den nächsten Versuch aufgehoben, so auch der feine Silberschlich, welcher sich am kupfernen Kessel niedergeschlagen hatte. Zur Fortsetzung des Scheideversuchs hatte der Herr Bergcommissionsrath **Lampadius** 4 große gläserne Kolben besorgt, von welchen aber einer wegen einer schadhaften Stelle nicht angewandt werden konnte.

Den 5ten März wurden die 3 brauchbaren Kolben mit $68\frac{1}{2}$ Pfd. Schwefelsäure und 85 Mk. Granalien gleichförmig beschickt, und in ein großes Sandbad gebracht, welches dazu in dem Probier-Laboratorio vorgerichtet worden war. Dieß geschah Vormittags 11 Uhr. Das Sandbad wurde nun von unten allmählich mit Kohlfeuer angewärmt und die Feuerung bis gegen 4 Uhr Nachmittags gesteigert, wo dann die Wärme des Sandbads auf 80° Reaum. gestiegen war. Bey dieser Temperatur ging

die Zersetzung des Metalls lebhaft von statten; man erhielt nun die Flüssigkeit in den Kolben beym gelinden Sieden, und regulirte nun die Feuerung nach Maßgabe der entweichenden schweflichtsauren Dämpfe. Nachdem die Flüssigkeit bey immer gleicher Temperatur 36 Stunden lang digerirt hatte, bemerkt man (in der Nacht vom 6ten bis 7ten März), daß ein Kolben zu dampfen aufgehört, und weil der Inhalt desselben ganz trocken geworden, gesprungen war. Die Feuerung hörte nun auf, und der gesprungene Kolben wurde glücklich und ohne Verlust seines Inhalts aus dem Sandbad gebracht und aufgehoben. Die beyden andern Kolben blieben bedeckt im Sandbade stehen. Auch in diesen sinterten nun die noch unaufgelösten Granalien mit dem zersetzten Schlich zu festen, schweren Halbkugeln zusammen, welche bey denen, zur Fortstellung des Versuches nöthigen, verschiedenartigen Manipulationen mit den Kolben, das Zerspringen derselben herbeyführten. Es war am 13ten März, als unter der Leitung des Herrn Bergcommissionsrath Lampadius die Producte der unterbrochenen Digestion weiter bearbeitet wurden.

Die zusammengebackenen Massen aus zweyen Kolben brachte man, nachdem die überstehende, übrige Säure von derselben abgegossen war, nebst dem beym ersten Versuch im Kessel erhaltenen Silberschlich in einen kupfernen Kessel, übergoß die Massen mit der nöthigen Quantität Wasser, uud brachte dieß zum Sieden.

Die aus den Kolben wieder erhaltene Säure gab mit Kochsalz-Solution einen starken Niederschlag, und verrieth dadurch einen ansehnlichen Silbergehalt.

Nach einer Stunde war die Masse im Kessel aufgelöst, und die Solution wurde, nachdem sie etwas abgekühlt war, durch ein Filtrum von Zwillich in

ein Wachsfaß filtrirt. Die durchgehende Lauge war von schöner blauen Farbe, und zeigte mit Kochsalz-Auflösung keinen Niederschlag mehr.

In den ausgeleerten Kessel brachte man nun die Halbkugel vom dritten Kolben, und verfuhr damit eben so, wie mit dem ersteren. In dem erwärmten Wasser spühlte man die vom ersten Versuche noch übrigen 24 Mk. Granalien ab, um den adhärirenden Vitriol zu erhalten.

Die Flüssigkeit im Kessel wurde nach einer Stunde ebenfalls filtrirt, die am Boden liegenden Granalien abgespühlt und das Silber alles auf das Filtrum gebracht.

Am 20ten März war man im Stande, die Resultate dieses Versuches aufzustellen.

Der auf dem Filtrum erhaltene Silberschlich wog 9 Mk. und hielt à Mk. 8 Lt. 1 Qt. Feinsilber, in Summa 4 Mk. 10 Lt. 1 Qt. Feinsilber. Die wieder erhaltenen Granalien wogen 45 Mk. und waren à Mk. 2 Pf. reicher geworden. Das Gewicht des gewonnenen Kupfer-Vitriols betrug $46\frac{1}{2}$ Pfd.

Am 13ten April a. c. machte der Herr Bergcommissionsrath Lampadius einen anderweiten Scheidungsversuch erwähnter Art in einem kupfernen, verzinnten Kessel, welcher zum Schutz gegen die Einwirkung der Schwefelsäure inwendig mit Bley bedeckt war; weil sich bekanntlich dieses Metall gegen jene Säure unauflöslich verhält. Es wurden in diesem Kessel 20 Mk. Granalien mit 20 Pfd. Schwefelsäure digerirt und eingedickt, doch konnte man auch hier die nöthige Trockenheit der Masse nicht erlangen, da der Kessel während der Eindickung der Masse am Boden einige fast unbemerkbar kleine Löcher bekam, durch welche die breyige Masse zu schwitzen anfing. Man hob, da man dieß

bemerkte, den Kessel aus dem Feuer, und brachte ihn sogleich in einen andern kupfernen Kessel, in welchen man am folgenden Tage das Aufkochen unternahm. Man füllte letztern bis zum dritten Theil mit Wasser, und brachte dieß mit Holzfeuer zum Sieden. Nach 2 Stunden war die breyige Masse aufgelöst, und die Solution wurde, nachdem sie etwas erkaltet, und der Versuchskessel ausgehoben und rein ausgespühlt war, durch ein, mit Fließpapier bedecktes Filtrum von Zwillich in das Wachsfaß filtrirt.

Die Resultate dieses Versuches fielen zwar hinsichtlich des Silberausbringens besser aus, als die vom ersteren Versuche, aber desto unbedeutender war die Vitriolgewinnung. Das Filtrum wurde, nachdem es gut ausgesüßt worden war, getrocknet und verbrannt. Man erhielt von demselben
3 Mk. 13 Lt. Schlich mit (à M. 5 Lt. 3 Qt. 1½ Pf.)
1 Mk. 6 Lt. — ½ Pf. Feinsilber und 9 Mk. 1 Lt. unaufgelöste Granalien aus dem Kessel zurück. Die vitriolische Lauge war des Nachts über größtentheils durch die Fugen der Faßtauben gedrungen, so daß nur 8 Pfd. Vitriol erhalten wurden.

Anmerkungen. Wäre es möglich, die innere, verzinnte Oberfläche eines kupfernen Kessels ganz gleichförmig mit Bley zu bedecken, was aber bis jetzt wegen der großen Schwierigkeiten, die dabey obwalten, noch nicht versucht worden war, so würde sich ein solcher Kessel für unsern Scheideversuch am besten eignen.

Den 4ten Versuch, das Silber aus dem Waschbottichmetall auf nassem Wege zu scheiden, unternahm der Herr Berg-Commissionsrath Lampadius in einem halbkugelförmigen Gefäße von Meißner Porzellain, welches von einer fest anliegenden kupfernen Hülle umgeben war, die dasselbe vor dem Zerbrechen oder Zerspringen schützten. Am 5ten August Vormittags

9 Uhr wurde dieses Gefäß mit 20 Mk. Granalien und 20 Pfd. Schwefelsäure beschickt, und in ein Sandbad gebracht, welches im Probir-Laboratorio dazu vorgerichtet worden war. Nun erwärmte man allmählig das Sandbad durch ein gelindes Kohlfeuer, und verstärkte letzteres nach und nach, bis Nachmittags 2 Uhr das Sandbad eine Temperatur von 75° R. zeigte, bey welcher es nun hinfort erhalten wurde. Die Flüssigkeit im Porzellaingefäß erreichte $\frac{1}{2}$3 Uhr dieselbe Temperatur und fing nun an, gelinde zu sieden. Nach 12 Stunden schien der größte Theil der Granalien aufgelöst, und noch so viel Säure vorhanden zu seyn, daß noch mehr Metall darin aufgelöst werden könne, deswegen ließ der Herr Berg-Commissionsrath Lampadius noch 10 Mk. Granalien in die Flüssigkeit nachtragen. Das Einsieden derselben dauerte nun noch 36 Stunden, dann wurde die Flüssigkeit stark und breyartig, und, nachdem auf diese Erscheinung das Feuer unter dem Sandbade herausgenommen war, durch die noch übrige Sandbadwärme vollends trocken. Am folgenden Tage wurde das Porzellaingefäß sammt seiner kupfernen Hülle aus dem Sandbade in einen kupfernen Siedekessel gebracht, und letzteren bis zum 3ten Theil mit Wasser gefüllt. Nun fing man an zu sieden, wobey man die Masse in dem Porzellaingefäße öfters aufrührte, um ihre Auflösung zu befördern. Nach 4 Stunden bemerkte man am Boden des Gefäßes eine fest zusammengebackene Scheibe, welche der Auflösung gänzlich unfähig zu seyn schien, man nahm sie deswegen heraus, zerschlug sie in kleine Theile und brachte diese wieder in den Kessel. Nach einer Stunde war aller Vitriol aufgelöst und nun wurde die Solution filtrirt.

Die durchgehende Lauge gab mit Kochsalz-Auflösung keinen Niederschlag, zeigte also keinen Silber-

gehalt mehr, sie krystallisirte aber nicht, weshalb sie nochmals im Kessel gesotten und so concentrirt wurde. Man erhielt daraus 10 Pfund Vitriol.

Der gewonnene Silberschlich wog 5 Mrk. 5 Lt. und hielt à Mrk. 6 Lt. 1 Qt. 3 Pf., folglich 2 Mrk. 4 Lt. 1 Qt. 3 Pf. Feinsilber.

Im Kessel fanden sich noch 14 Mrk. 3 Lt. unaufgelöste Granalien, haltend à Mrk. 2 Lt. FS. = 1 Mrk. 12 Lt. 1 Qt. 2 Pf. Feinsilber.

Recapitulation

der erhaltenen Produkte aus 89 Mrk. Granalien mit 10 Mrk. 6 Lt. 3 Qt. 2 Pf. Feinsilber.

Vom 1. u. 2. Vers.	9 M. -- -- Schl.	à 8 Lt. 1 Q. Fs.	4 M. 10 Lt. 1 Q. Fs.
- 3. -	3 - 13 Lt. -	à 5 - 3 - $1\frac{1}{2}$ Pf.	1 - 6 - - - $\frac{1}{2}$ Pf.
- 4. -	5 - 5 - -	à 6 - 1 - 3 -	2 - 4 - 1 - 3 -
Summe	18 M. 2 Lt. Schlich	mit	8 M. 4 Lt. 1 Q. $3\frac{1}{2}$ Pf.

An Granalien wieder erhalten, die beym 1. u. 2. Versuch à Mrk. 2 Pf. reicher wurden — Feinsilber
14 Mrk. 3 Lt. à 2 Lt. — 1 M. 12 Lt. 1 Q. 2 Pf.

Summe 10 M. 1 Lt. -- $1\frac{1}{2}$ Pf.

Beym 1. und 2. Versuch gingen wegen der Unhaltbarkeit der Gefäße verloren - - 5 - 3 - $\frac{1}{2}$ Pf.

Summe 10 M. 6 Lt. 3 Q. 2 Pf. Feinsilber.

An Kupfer-Vitriol erhalten

Vom 1. und 2. Versuch 46 1/2 Pfd.
- 3. - 8 -
- 4. - 10 -

Summe 64 1/2 Pfd. KupfVitr.

Halsbrücke, am 14. Sept. 1821.

Friedrich August Laaß,
Amalgam. und Hütten-Gehülfe.

In eben diesem Quartale ließ ich auch — um das Mahlen und Sieben der gerösteten Amalgamirbeschickung zu umgehen — bey welchen Processen viel Arbeitslohn verwendet wird, und viel Erzstaub verloren geht — eine gewöhnliche geröstete Erzbeschickung

sogleich in ein Anquickfaß bringen und 2 Centner 5 bis 6 pfündige eiserne Kugeln an 48 Stück mit eintragen. Ich hoffte, daß die Kugeln bey dem Umgange des Fasses das Erz gehörig mit zermalmen sollten. Nach gewöhnlichem 18 stündigen Umgange der Fässer, wurden die Rückstände untersucht und bearbeitet. Ohngefähr $\frac{2}{3}$ derselben waren sehr zart zertheilt und hielten nur ein knappes Viertheilloth Silber. Das Uebrige $\frac{1}{3}$ der Rückstände war grob und mit viel Quarzkörnern gemengt. Sie ließen sich ihrer Schwere wegen äußerst schwierig in dem Waschbottich verwaschen. Waren sie endlich mit Mühe in Schüsseln verwaschen, so zeigten sie noch gegen $\frac{1}{2}$ Loth Gehalt. Wegen der Unmöglichkeit dergleichen Rückstände im Großen in unsern Waschbottichen zu verwaschen, wurden diese Versuche einstweilen, nach dreyfacher Wiederholung eingestellt. Sollten einstens dergleichen Versuche wieder vorgenommen werden, so müßte man eiserne Anquickfässer anwenden, um die Masse noch besser zu zermalmen. Verbliebe dennoch ein Theil der Rückstände grob, so müßte man sie durch Siebsetzen zu verwaschen suchen. Der Vortheil in Hinsicht auf die Ersparung an Erzmüller- und Sieberlohn, so wie die Erhaltung des verstiebten Erzes würde nicht unbeträchtlich seyn.

Die im Jahre 1821 über die warme Amalgamation unternommenen Versuche sind bereits weiter oben beschrieben worden.

Quartal Crucis. 1822.

Obgleich, wie schon weiter oben angegeben worden ist, die völlige Durchführung der ganzen Röstung der Amalgamirbeschickung mit Steinkohlen schon öfters bey einzelnen Röstöfen mit dem besten Erfolge unternommen worden war, so hatten sich

doch erst nach und nach die Erzröster sämmtlich mit dieser Feuerung eingerichtet, und erst mit diesem Quartale begann dieselbe bey allen 13 Röstöfen des Werkes. Es kommt besonders darauf an, die Steinkohlen in mäßig großen Stücken ohne zu viel Kläre anzuwenden; den Rost gehörig rein zu halten; nicht zu viel auf einmal nachzulegen und das Erz öfters zu wenden. Man gebrauchte zur Röstung von 100 Centn. Beschickung 35,725 Dresdner Scheffel Schieferkohlen und zum Anfeuern 0,036 Schragen weiches $\frac{6}{4}$elliges Holz. Bey dieser Röstung wirken 8,285 Scheffel Steinkohlen so viel als 0,471 Schragen Holz.

Jahr 1824.

Unter dem 3. Jan. dieses Jahres zeigte ich dem Königlichen Oberhüttenamte die von mir seit mehreren Jahren fortgesetzten Versuche über die neuspanische Amalgamationsmethode an:

Erster Versuch.

Es wurden 100 Loth fein gewaschenes dürres Erz vom Himmelsfürst, zu 7 Loth 1 Qt. Silbergehalt noch feiner gemahlen und in einem offenen hölzernen Gefäße mit 5 Loth Kochsalz in 50 Loth Wasser aufgelöst, so wie mit 2 Loth Kupfervitriol in 6 Loth Wasser zu einem steifen Brey gemengt. Diese Mengung geschah den 3. März 1818, und es wurden alsdann noch selbigen Tages 50 Loth, und Tages darauf noch 50 Loth Quecksilber mittelst eines hölzernen Spatels möglichst unter das angefeuchtete Erz gerührt. Am 8. März zeigte die Masse eine Temperaturerhöhung von 17° + R.; da die des Zimmers = 12° + war. Die Mengung wurde während 8 Wochen alle Tage einmal mit dem Spatel umgerührt und von Zeit zu Zeit mit

etwas Wasser versetzt. Die Temperaturerhöhung nahm bis zum 15ten März noch um 8° zu. Sie war = 25° +. So blieb sie bis zum 20sten, und die Masse schien etwas aufzuschwellen und schneller trocken zu werden. Ich setzte daher 2 Loth Aetzkalkpulver mit 20 Loth Wasser hinzu. Von nun an hielt die Masse mit der sie umgebenden Atmosphäre eine gleiche Temperatur. Am 20. März entnahm ich der Masse eine Rückstandsprobe und fand sie $5\frac{1}{2}$ löthig; am 20. April $4\frac{3}{4}$ löthig und eben so am 5. May. Als ich die gesammte Masse in Schüsseln verwaschen ließ, wurde eine vierfache Rückstandsprobe gemacht. Die 4 Körner wogen $16\frac{1}{4}$ Loth. An Quecksilber fehlten 4 Loth 3 Qt. Der Erfolg dieses Versuches war mithin sehr ungünstig; nämlich reiche Rückstände, viel Quecksilberverlust und viel Zeitaufwand. Dieser Versuch war der neuspanischen Amalgamation in Tarten ähnlich; anstatt der Maulthiere zum Treten der Masse, diente der Spatel zum Umrühren.

Zweyter Versuch
im Jahre 1819.

Am 20. August wurden 100 Loth desselben Erzes eben so beschickt und in einem kleinen Anquickfasse 36 Stunden lang kalt amalgamirt. Die Rückstände blieben hier $3\frac{7}{8}$ Loth, und am Quecksilber fehlten von 100 Loth 4 Loth.

Dritter und vierter Versuch
im Jahre 1820.

Bey diesen Versuchen bezweckte ich ein besseres Ausbringen der ungerösteten Erze durch erhöhete Temperatur. Es wurden ebenfalls 100 Loth Himmels-

fürstner Erz, 5 Loth Kochsalz, 2 Loth Kupfervitriol 100 Loth Quecksilber und 55 Loth Wasser in einem bis zu 75° Reaum. erwärmten eisernen Mörser durch 2 sich ablösende Arbeiter stets gerieben und das verdunstende Wasser von Zeit zu Zeit ersetzt. Nach 6 Stunden langer Reibung wurden 2 Loth Mehlkalk nachgetragen, und sodann die Reibung noch 18 Stunden lang ununterbrochen fortgesetzt. Die Rückstände waren bis auf 3⅛ Loth heruntergekommen und es fehlten 5 Loth 1 Qt. Quecksilber. Derselbe Versuch wurde mit der Abänderung unternommen, daß anstatt des Kupfervitriols und Kochsalzes 7 Loth des sogenannten Magistrals, nämlich kupferoxydhaltiges Kochsalz angewendet wurden. Aber auch hier blieben die Rückstände 3¼ löthig und es fehlten 4½ Loth Quecksilber.

Fünfter und sechster Versuch

im Jahre 1822.

Da zu den bisher erzählten Versuchen nur Erz vom Himmelsfürst verwandt worden war, und man dasselbe im Verdacht haben konnte, als veranlasse vielleicht dessen Arsenikgehalt das schlechte Ausbringen und den bedeutenden Quecksilberverlust, so wählte ich zu folgenden Versuchen Beschert-Glücker Wascherz bis zu 7 Loth Silbergehalt gemengt.

a. Mit 100 Loth dieses Erzes wurde gleich dem des zweyten Versuches verfahren. Aber auch hier verblieb der Rückstand 3¼ Loth und es fehlten 4 Loth Quecksilber.

b. Als 100 Loth dieses Erzes mit 7 Loth Magistral, nebst 2 Loth Kalk und mittelst 100 Loth Quecksilber 36 Stunden lang kalt amalgamirt wurden, fielen abermals 3¼ löthige Rückstände und ich hatte 4¼ Loth Quecksilberverlust.

Aus allen diesen und andern früher zahlreich angestellten Versuchen geht hervor: daß bis jetzt bey uns, kein kleiner noch großer Versuch, ungeröstete Erze zu amalgamiren ein einigermaßen günstiges Resultat geliefert hat. Selbst wenn man die Quantität Quecksilber verdoppelte und höhere Wärme anwandte, verblieben die Rückstände zu reich, und es wurde zu viel Quecksilber verloren.

In dem Jahre 1824 wurden besonders die Versuche: das Amalgamirsilber für sich entweder fein genug bis zur Ablieferung an die Münze, oder wenigstens bis zum Feinbrennen in Gehalt erhöhet, zu erhalten, unternommen. Zuerst unternahm ich verschiedene Versuche das jetzt nur 11 bis 11½ löthigen Amalgamirsilber, durch Umschmelzen mit oxydirenden Mitteln höher in der Feine hinan zu bringen, im hiesigen Laboratorio. Der Hr. Amalgamirprobirer Schneider setzte dergleichen Versuche im Amalgamirwerke selbst fort. Es wurde nämlich gedachtes Silber zerstückt mit verschiedenen Verhältnissen von Salpeter, Braunstein, Pottasche und Kochsalz in hessischen Tiegeln eingeschmolzen. Man brachte auch wirklich das Silber durch ein einmaliges Umschmelzen von 11 Loth bis zu 14 und 14½ Loth Feine. Da sich indessen wie man bald sehen wird, eine vortheilhaftere Behandlung des Amalgamirsilberverfeinerns einfand, so verließ man diese, wie es schien, etwas zu kostspielige Methode.

Unser thätige Oberhüttenvorsteher Hr. Wolf ließ ferner, da der Hauptverunreinigungsbestandtheil des Amalgamirsilbers Kupfer ist, welches das bey dem Anquicken zugesetzte Eisen niederschlägt; anstatt des Eisens zerstücktes Gaarkupfer anwendet. Ein Versuch mit 120 Ctr. Erz auf diese Weise behandelt, gab auch in sofern ein günstiges Resultat als 57 Mark eines schönen weißen Tellersilbers von dem

Ausglühen erhalten wurden. Das Silber gab pro Mark auf der Capelle 15 Loth $2\frac{1}{2}$ Qt. Feine; allein die Rückstände verblieben $\frac{1}{2}$ bis $\frac{9}{16}$ löthig, und der Quecksilberverlust war zu groß, nämlich 16 Loth pro Cent. Erz, wie auch ein bedeutender Abgang an Kupfer. Die letzten beyden Erscheinungen lassen sich vermöge dessen was ich oben S. 48 bey dem Waschbottichamalgam angegeben habe leicht erklären, nämlich es bildet sich doch auch hier Kupferamalgam, welches fein zertheilt den Rückständen adhärirt. Uebrigens schlägt Kupfer das Silber nicht so scharf als Eisen aus dem Hornsilber nieder. Der Hr. Oberhüttenvorsteher Wolf hat diese Versuche wiederholen lassen, und ähnliche Resultate erhalten. Als die Rückstände noch einmal mit Quecksilber und Eisen angequickt wurden, kamen sie auf $\frac{7}{20}$ Loth herunter und der Quecksilberverlust auf 8 Loth p. Cent. Erz. Sie werden der Belehrung wegen jetzt noch auf abgeänderte Arten fortgesetzt. Das schon in frühern Jahren versuchte Feinbrennen der Amalgamirsilber versuchte ich mit gutem Erfolge in einem nach englischer Art eingerichteten Feinbrennofen mit Steinkohlenflammenfeuer. Ich gab indessen dem Ofen folgende Abänderungen: der Rost des Feuerheerdes wurde im Verhältniß etwas tief gelegt, damit man nach Erforderniß, wegen der schlechteren Beschaffenheit unserer Steinkohlen als der englischen, etwas mehr derselben auflegen könne. Ferner statt die Testmasse in einen Ring einzuschlagen, ließ ich unsere bekannten Testschüsseln unter dem Gewölbe des Feinbrennheerdes in Sand bis zu ihrem Rande so einsetzen, daß ihre Oberfläche gut von der Steinkohlenflamme bestrichen werden konnte. Die Esse des Ofens ließ ich nur 5 Fuß hoch bauen, um einem zu heftigen Feuer dadurch zu entgegnen; auch wurde sie mit einem Schieber zur Mäßigung des Feuer-

grades versehen. Nachdem nun einige wohlgerathene Probebrände mit gewöhnlichem Heerdsilber unternommen worden waren, so erhielt ich hohen Directorial- und Oberhüttenamtlichen Auftrag folgende Versuche mit Amalgamirsilber anzustellen.

Erster Versuch

3. Jul 1824.

Frühe um 6½ Uhr wurde der Ofen angeheitzt und bis um 7 h. völlig zum Glühen gebracht. Darauf wurden 20 Mark nur 10 Loth 2 Qt. ½ Pf. haltendes und nach einer zweyten Probe nur 10 Loth 1 Qt. 3¼ Pf. haltendes Amalgamirsilber in Granalien, mit 2 Mark Bley aufgesetzt. Um 7 h. 10″ war das Metall eingeschmolzen, und war mit einer Schlackenhaut bedeckt. Es wurden 4 Mark Bley, und so allmählig bis gegen 11 Uhr noch 14 Mark Bley nachgetragen. Das Treiben ging gut, und als es sich um 11 Uhr zeigte, daß der Test nicht mehr saugen wollte, und dennoch die Kennzeichen der Feine noch nicht eintraten, ließ man, indem man beschloß das Metall noch ein zweytes Mal auf einen neuen Test zu setzen, das Feuer abgehen.

Nach erfolgter Ablöschung des Metalles auf dem Teste und nach gehöriger Abkühlung wurde es gewogen und gab 12 Mrk. 2 Qt. Gewicht, hatte mithin 7 Mrk. 15 Loth 2 Qt. am Gewicht verloren. Das halbfein gebrannte Silber hatte das Ansehen eines guten Treibesilbers, war aber auf der Oberfläche mit einer arsenikhaltigen Nickelkruste überzogen. Zwey Aushiebe bestehend in 2 Qt. Silber wurden dem Herrn Guardein Sieghardt zur Probe überschickt und der Gehalt 12 Lt. 3 Qt. 1⅜ Pf. *) Feine

*) Der obere Aushieb hatte 11 Lt. 1 Pf., der untere 10 Lt. 2 Qt. 1 3/4 Pf.

gefunden. Der Test war stark vollgesogen und es zeigte sich, daß man durchaus nicht länger auf demselben hätte feinbrennen dürfen.

Nun wurde sogleich der Ofen mit einer neuen Testschüssel versehen und von Neuem angeheitzt. Die 12 Mark 2 Qt. Halbfeinsilber wurden um 12 Uhr 30′ aufgesetzt und waren bereits mit einem Zusatz von 10 Mark Bley nach 15 Minuten völlig eingeschmolzen, worauf auch sogleich das Treiben begann. Um 1 Uhr 40 Minuten zeigte sich der Anfang des Frisirens der treibenden Masse. Um 4 h. 45′ zeigte der Probetropfen die gehörige Feine, und man ließ das Feuer abgehen.

Uebersicht des Ausbringens.

Aufgesetzt:

20 Mk. Metall à 10 Lt. 2 Q. ½ Pf. =	13 Mk.	2 Lt.	2½ Qt.	Feinsilber.
erhalten: Brandsilber —	11 —	9 —	1 —	à 15 Lt. 3¾ Pf.
gibt: —	11 —	6 —	3¼ —	Feinsilber.
Feilspäne —		2	— -	— -
35½ Pfd. Teste à 66 Lt.	1 —	5	1 —	— -
Summe	12 Mk.	14 Lt.	¼ Q.	Feinsilber.
		4 Lt.	2¼ Qt.	minus.

Nimmt man aber den durch Hrn. Hüttenschreiber Fröbe gefundenen Feingehalt des Amalgamirsilbers = 10 Lt. 1 Q. 3¼ Pf. zum Anhalten, so ist der Verlust nur 3 Lt. 0 Q. ¾ Pf., wobey jedoch noch zu bemerken ist, daß bey dem häufigen Probenehmen mit dem Löffel, etwas Silber mechanisch zerstreuet wurde.

Zweyter Versuch.

(Mittwochs den 14. Jul. 1824.)

Da uns der vorige Versuch gelehrt hatte, daß ½ Theil Bley nöthig wären um 1 Theil Amalgamir-

silber fein zu brennen; und da ferner beobachtet wurde daß der bey dem ersten Versuche angewandte Test nicht im Stande war alles entstandene Bleyoxydul nebst den aus den Amalgamirsilber sich bildenden oxydirten Nebenbestandtheilen zu saugen, so wurde zu diesem zweyten Versuche ein Test von derselben Größe als das erste mal aber nur 10 Mark desselben Amalgamirsilbers zum Versuche bestimmt. Nachdem der Test eingesetzt war, fing man frühe um 6 Uhr den Ofen zu wärmen an. Um 6 Uhr 45 Minuten wurden dann 10 Mark Amalgamirsilber mit 15 Mark Bley eingesetzt. Um 7 Uhr 7 Minuten, also nach 22 Minuten war das Gemenge eingeschmolzen.

Fünf Minuten darauf nahm das Treiben seinen Anfang und um 8 Uhr 5 M. öffnete man das Achttheil der Einsetzthür und ließ von nun an Kühle treiben. Um 10 h. 25′ stellten sich die ersten Kennzeichen der Feine ein und um 10 U. 55 Min. hielt man das Silber für brandfein, und ließ das Feuer abgehen.

Dieses Probebrennen ging mithin ganz vortrefflich und bey sehr mäßigen Feuer von Statten. Von 9 Uhr bis zu Ende, während der Zeit zuweilen theils mit einem Löffel, theils mit dem Häkchen Probe genommen wurde, zeigten sich folgende Erscheinungen: Von 9 bis 10 Uhr legte sich außer etwas Glätte nichts an das Probehäkchen an, und die Löffelprobe war mit einer grauen Haut stark bedeckt; diese wurde gegen 10 h. schwächer, und 5 Minuten nach 10 h. überzog sich die Oberfläche der Löffelprobe mit einem traubigen Ueberzuge, ähnlich dem Amalgamirsilber wie es von den Tellern kommt. Wahrscheinlich trat hier der letzte Rest von Quecksilber ab, und nun fing nach 10 Minuten das Silber an sich an das Probehäkchen zu legen, welches sich bis zu der letzten Feinprobe vermehrte.

Bey der Untersuchung des Brandstücks zeigte es sich, daß dasselbe zwar oben 15 Lt. 2 Q. $2\frac{3}{4}$ Pf. oder ziemlich die gewöhnliche Brandfeine hatte. Unten aber war dessen Gehalt nur 14 Lt. 3 Q. $1\frac{1}{4}$ Pf. fein, durchschnittlich mithin 15 Lt. 1 Q., woraus hervorgeht daß man noch etwa eine Viertelstunde länger hätte feuern sollen, um den letzten Rest des Bleyes zu zerstören.

Uebersicht des Ausbringens:

10 Mk. Metall à 10 Lt. 2 Q. $\frac{1}{2}$ Pf.	=	6 Mk. 9 Lt. $1\frac{1}{4}$ Q. Feinsilber.
ausgebracht: Brandsilber	-	6 — 3 — 3 Pf. à 15 Lt. 1 Pf.
gibt	-	5 — 15 — $\frac{1}{4}$ Pf. Feinsilber
Feilspäne	-	1 — — -
14 Pfd. Teste à 58 Lt.	-	7 — $1\frac{1}{2}$ Q.
		Summe 6 Mk. 7 Lt. $1\frac{3}{4}$ Feinsilber.
		minus = 1 – $3\frac{1}{2}$ Q.
		oder nach der schärfern Probe.
		1 Loth. $1\frac{7}{8}$ Pf.

Diesemnach käme auf die Mark $1\frac{3}{4}$ Pfennig Silberverlust.

Dritter Versuch.

d. 24. Jul. 1824.

Derselbe Versuch wurde nochmals mit folgenden kleinen Abweichungen wiederholt:

a. Man setzte auf 10 Mark Amalgamirsilber nur 10 Mark Bley mit auf.

b. Gegen das Ende trug man noch 2 Mark Bley nach.

c. Ließ man das Feinbrennen noch etwas länger gehen.

d. Das diesesmal angewendete Amalgamirsilber war etwas höher im Feingehalt, nämlich 11 Loth 0 Q. $3\frac{3}{4}$ Pf., bey der Uebergabe angegeben worden.

Nach den Proben der Herren Hüttenschreiber Fröbe und Guardein Sieghardts 11 Loth 3 Pf.

Um 7 Uhr wurde das Silber eingesetzt und um 12 Uhr war die Feine nach allen Kennzeichen erfolgt, mithin ist in diesem neuen glücklich vollendeten Feinbrennproceß vereinigt:

a. Das Einschmelzen des ausgeglüheten Metalls;
b. Der Proceß des Abtreibens;
c. Der Proceß des Feinbrennens.

Uebersicht des Ausbringens.

10 Mk. Metall à 11 Lth. 0 Q. 3 Pf. Feingehalt.
geben . 6 Mk. 15 — 3 — 2 — Feinsilber.
erhalten: Brandsilber 6 Mk. 10 Lt. 2 Q. à 15 Lt. 2 Q. $3\frac{1}{3}$ Pf.
gibt . 6 Mk. 8 Lt. 2 Q. 2 Pf. Feinsilber, dazu:
Feilspäne . . 3 — — .
12 Pfd. Test à Lt. 50 Pf. = 5 Pf. 1 Q. 3 Pf.

Summe 6 Mk. 14 Lt. 3 Q. 1 Pf. Feinsilber.
Verlust . 1 — 1 —

mithin war hier der Verlust noch etwas geringer als bey dem zweyten Versuch.

Noch ist zu bemerken, daß der Blick von dem vorigen zweyten Feinbrennen auf einem zweyten Teste mit eingesetzt und zu der Feine von 15 Lt. 2 Q. $3\frac{1}{2}$ Pf. gebracht wurde.

Aus allen diesen Versuchen geht nun hervor: daß es sehr wohl möglich ist das Amalgamirsilber für sich zur Feine zu brennen, und mithin den Proceß der Amalgamation in Hinsicht seines zu berechnenden Ausbringens gänzlich von dem der Schwefelprocesse zu trennen.

Der Hr. Hüttenschreiber Fröbe zeigte sich bey diesen Versuchen, welche stete Aufmerksamkeit erforderten, sehr thätig.

Wenn nun nicht die im Folgenden zu beschreibende Verfeinerungsmethode des Amalgamirsilbers sich noch empfehlungswerther als gedachtes Feinbrennen gezeigt hätte, so würden wir dasselbe allerdings auszuführen bemüht gewesen seyn. Indem ich nämlich die (oben S. 130–137.) Bearbeitung des Waschbottichmetalles mit Schwefelsäure stets noch im Auge hatte, und deren Ausübung in einer Platingeräthschaft hoffte, bot sich ein anderer Weg dar, nicht nur Waschbottichmetall sondern auch das gewöhnliche Ausglühsilber zu verfeinern. Eine wissenschaftliche Unterredung mit Hrn. Lucas, einem Hüttenverständigen aus England, welcher im Begriff stand nach Mexiko zu gehen, belehrte mich, daß man in England silberhaltiges Kupfer zuerst glühe und es sodann mit wässeriger Schwefelsäure scheide. Ich faßte sogleich den Gedanken von dieser neuen Erfahrung bey uns mit einigen Abweichungen Gebrauch zu machen, und das Resultat meiner verschiedenen Versuche führte mich auf folgenden Gang der Scheidemethode:

1. Das poröse Amalgamirsilber wird in Stücken von 4 bis 5 Cubikzoll Größe 5 Stunden lang im Flammenfeuer geglühet, damit sich das Kupfer und einige in geringerer Menge beygemischte Metalle oxydiren;
2. Es wird in bleyernen Gefäßen mit ohngefähr dem 4ten Theile Schwefelsäure und 6 bis 8 Theilen Wasser übergossen;
3. Mit dieser Säure bleibt es 48 bis 60 Stunden bey gewöhnlicher Temperatur stehen;
4. Die entstandene blaue Lauge wird abgelassen, und die schön weißen Silberstücke werden mit siedendem Wasser ausgelaugt;
5. Die Lauge gibt bey der Verdampfung sehr guten Kupfervitriol.

6. Das Silber wird eingeschmolzen; Schlacke abgeschöpft und ausgegossen. Es fällt sodann 15 Lt. 2 Q. fein.

7. Die Schlacke, welche schwefelsaures Bley, noch nicht aufgelöstes Kupferoxyd u. d. gl. enthält, ist wie unsere gewöhnliche Amalgamirsilberschlacke noch reich an Silber, und wird der Hütte verkauft.

Eine am 4. Dec. und folgende Tage 1824 unter meiner Aufsicht von den Hrn. Amalgamirprobirern Schneider und Müller geschickt ausgeführte Arbeit dieser Art, welche ich Extraction des Silbers nenne, war folgende:

50 Mark Amalgamirsilber à 12 Loth Gehalt wurden in faustgroßen Stücken 5 Stunden lang geglühet. Nach dem Glühen sahe das Metall schwarzgrau aus und hatte 18,9 Procent Gewichtszunahme erlitten. Nach der Abkühlung wurde es mit 11 Mk. 6 Loth Schwefelsäure und 6 mal so viel Wasser übergossen. Am 6ten Dec. wurde das Silber um 10 h. herausgenommen und mit kochendem Wasser ausgelaugt. Die Lauge wurde auf Kupfervitriol versotten und 12 Pfund desselben erhalten. Am 8ten Dec. schmelzte man das Silber in einem Ipser Tiegel ein, und nach Abhebung der Schlacke goß man es aus. Es hatte 15 Lt. 2 Qt. 2 Pf. Feine.

Die Proben, das Verwiegen u. s. w. gaben nun folgendes Resultat:

a. bearbeitet:

50 Mark Amalgamirsilber à 12 Lt. — 37 M. 8 Lt. Fein.

b. ausgebracht:

35 M. 12 L. $1\frac{1}{2}$ Q. Silber à 15 Lt. 2 Q. 2 Pf. — 34 M. 14 Pf. 3 Q. 3 Pf.

hierüber

Glühasche mit	-	-	-		2 -	2 -
Tiegelgekrätz	-	-	-	9 -	- -	- -
4 Pfd. Schlacken	-	-	1 -	14 -	2 -	- -
Tiegelmehl	-	-	- -	1 -	2 -	$2\frac{3}{4}$ -

Summe 37 M. 8 L. 2 Q. $2\frac{3}{4}$ Pf.

Dieses Plus von $2\frac{3}{4}$ Pf. kann nur der Unsicherheit der Proben wegen als zufällig angenommen werden. Es hätte leicht eben so viel Verlust erfolgen können. Diese Verfeinerungsmethode welche nun das königliche Oberhüttenamt unter Direction des Hrn. O. F. R. Berghauptm. v. Herder auszuführen im Begriff steht zieht folgende Vortheile nach sich:

1. Völlige Trennung der Amalgamation von dem Schmelzen.
2. Der gewonnene Kupfervitriol deckt die Scheidekosten.
3. Weil man das Silber nicht abzutreiben (und hoffentlich auch nicht feinzubrennen,) hat, so wird der Silberverlust, welcher bey diesen Blasearbeiten entsteht und sehr beträchtlich ist, vermieden.
4. Die Einschmelzkosten sind nicht zu berechnen, weil diese Arbeit auch ohnedies (s. S. 167. des 2ten Bandes der Hüttenkunde) erfolgt.

Uebrigens habe ich noch schließlich zu bemerken, daß die jetzige Beschickung zur Amalgamation gegen die S. 116. des 2. B. sowohl, als auch gegen die in dem Supplementb. I. angegebenen abweicht. Dieses hängt von der häufigern Anlieferung ärmerer Erze ab. So betrug im Quartal Crucis 1824 der Gehalt von $19012\frac{1}{8}$ Ctn. Erz zum Amalgamiren 7585 Mark, d. i. 6 Loth $1\frac{1}{2}$ Q. p. Centner. Bey diesem ärmern Durchschnittsgehalte der Erze gegen den frühern von $7\frac{1}{2}$ Loth ist eine um so größere Aufmerksamkeit auf gesammte Arbeiten nöthig, wenn das Werk mit Vortheil arbeiten soll. Der bevorstehenden Veränderung der Röstöfen, der Versuche zum Auffangen des Röstrauchs u. d. m. habe ich schon oben gedacht.

Zu S. 186—261. u. 292—350. Verbesserungen, welche den Freyberger Schmelzprocessen in neuern Zeiten zu Theil wurden, so wie die dieserhalb angestellten Versuche.

Jahr 1818. Quartal Reminiscere.

Man versuchte die Anwendung der Schmiedekohlen anstatt der Schiefer- und Kalkkohlen zu dem Rösten der Bleyerze und Hüttenprodukte. Die mehrsten Resultate fielen dahin aus: die Wirkung der Schmiedekohlen ist zwar größer als jene der Schiefer- und Kalkkohlen; jedoch übersteigt der höhere Preis der ersten jenen der zweyten mehr als sie besser wirken.

Auf der Halsbrückner Hütte wurden die Schmelzöfen um 4 Fuß erhöhet und mit Flugestübbekammern versehen; auch legte man eine Brücke in der Schmelzhütte an, um die Beschickung auf den neben der Gicht der Oefen angelegten Schichtboden zu fördern.

Quartal Trinitatis.

Die neu erhöheten Oefen wurden angelassen. Dem Ofen N. 3, zum Bleyofen bestimmt, hatte man eine größere Ausschweifung neben der Form geben lassen. Dieser Ofen schien vor der Hand gleich den übrigen zu gehen und zu fördern.

In den oben neben dem Treibeheerde angebrachten Flugestübbekammern so wie in dem Condensator fanden sich bey einer Ausräumung nach 3 Jahren nicht mehr als 7⅜ Ctn. feines Flugestübbe vor. Es war im Durchschnitt 7⅜ Loth an Silber und 32 Pfd. an Bley im Ctn.; ein Beweis, wie wenig die Condensationsanstalten bey dem Treibeofen verdichten. Mehr leisteten die Flugestübbekammern der Schmelzöfen wegen des Niederschlagens des mit verblasenen Erzes; denn der Ofen

N. 3. gab 20⅝ Ctn. mit 2 Mark, 10 Lt. 1¼ Q. Silber und 2¾ Pfd. Bley. Eben so gab die Flugge-stübekammer über dem Einschmelzofen des Amalgamirwerks nach einjährigen Sammlen 19½ Pfd. Gestübe in welchem sich 3 Mark 11 Loth 3 Q. Silber fanden.

Der Herr Hüttenmeister Oeser unternahm eine Verbesserung bey dem Verschmelzen des Gestübes aus Röstöfengestübekammern. Man hatte diesen bis jetzt entweder wieder auf die Röstbeschickungen gestürzt, oder auf die Schmelzbeschickung aufgelaufen. Dabey ging der größte Theil desselben wieder mechanisch verloren. Herr H. Oeser aber vertheilte denselben in kleinen Beschickungen auf klaren Rohstein, ließ ihn mit Lehmwasser zum Zusammensintern begießen, mit Schlacken bedecken und abwechselnd mit der gewöhnlichen Erzbeschickung auftragen. Die Fluggestübgicht kam jedesmal zuerst in den Ofen; dann die gewöhnliche. Das Metallausbringen wurde nun me.klich vergrößert.

Man fing auch in diesem Quartale hier und da bey dem Schmelzen mit einem geringen Zuschlag von Coacks in die Schmelzöfen an. Die Bleyöfen hatten zu 633 Wagen Kohlen 114 Scheffel Coacks mit verbraucht. Bey der Bleysteinarbeit wagte man schon mehr Coacks anzuwenden; nämlich 39 Wagen 7 Körbe weiche Holzkohlen und 90 Scheffel Coacks. 100 Ctn. Bleystein erforderten 4 Wag. 9 Körbe Kohlen und 11 Scheffel Coacks. Man glaubt hierbey die Wirkung von 11 Scheffel Coacks 7 Körben Kohlen gleichsetzen zu können.

Eine wichtige Verbesserung war die Einführung einer eigenen Rohgekrätzarbeit. Man hatte bisher dieser immer bey der Roharbeit wieder mit zugeschlagen. Man beschickte:

463 C. Gekrätz mit 33 M. 15 Loth Silbergehalt
153 C. Roherz — 29 — 5 — 3 Q. —
448 C. Bleyschlacken 4 — 4 — 1 — —

Man brachte aus:

300 Ctn. eines leidlichen Rohsteins mit 75 Mk. Silber. Die Schlacken waren arm und kamen auf die Halde. Die Arbeit ging 3 Wochen über einen Rohofen.

Quartal Luciae.

Die bereits früher angefangenen Versuche auf **Mergelheerden abzutreiben**, wurden in diesem Quartal fortgesetzt, wollten aber, da man noch keine haltbare Heerdmasse auffinden konnte, nicht gelingen. Desto bessere Fortschritte machte das Schmelzen mit Coacks. Bey der Bleyarbeit war das Verhältniß 666 Wagen Kohle 782 Scheffel Coacks; bey der Bleysteinarbeit 241 Scheffel Coacks und 77 Wagen Kohlen.

1819. Quartal Reminiscere.

Das Reinigen der neuen Flüggestübekammern an der Halsbrücke gab nach Jahresfrist aus 3 Bleyöfen: 44 ¾ Ctn. mit 5 M. 14 L. 2 Q. Silber und 17 Ctn. 9 Pfd. Bley; aus zwey Rohöfen: 70 Ctn. mit 6 M. 1 L. 1 Q. Silber und 10 C. 55 Pfd. Bley. Da sich nun der **Vortheil der Flüggestübekammern** besonders bey Erhöhung der Oefen und stärkern Gebläse völlig bewährt hat, so bemerke ich, daß dieselben durchgehends mit einigen Abänderungen eingeführt geblieben sind.

Quartal Trinitatis.

Bis jetzt war bekanntlich unsere **Roharbeit** 14 **Tage** und die Bleyarbeit eine **Woche** lang über einen jeden Ofen betrieben worden. In der 9ten Woche wagte man es an der Halsbrückner Hütte einen **Rohofen** länger gehen zu lassen. In der

3ten Wocher war schon der Gang des Ofens nicht sonderlich; man verstärkte den Kohlensatz um gehörig flüssige Producte zu erhalten; aber mit Anfang der 4ten Woche ließ man den Ofen ausgehen. Ein Bleysteinofen welcher zugleich mit Coacks betrieben wurde, konnte anstatt bisher 1 Woche recht gut 2 Wochen lang im Gange erhalten werden; eine Andeutung für die gute Wirkung der Coacks in Hinsicht des Ofenganges, welche man in der Folge bewährt finden wird.

Quartal Luciae.

An beyden Schmelzhütten wurde in fortlaufenden Schmelzcampagnen 4 Wochen lang wieder ein Rohgekrätzschmelzen betrieben. Der Ausfall war eben so günstig als der des ersten Versuches im Quartal Trinit. 1818.

1820. Quartal Reminiscere.

Der Vortheil der Rohgekrätzarbeit hat sich in diesem Quartal bey beyden Hütten abermals bestätigt. Die Roharbeit welcher es entnommen wurde geht um so viel reiner und besser, und es ist diese neue Arbeit nun als eingeführt zu betrachten.

Quartal Trinitatis.

In dieses Quartal fallen die ersten Versuche über das Gießen des Schrotes durch Erstarrung desselben in der Luft. Sie wurden auf dem saiger niedergehenden Schachte der Reichenzeche vermöge Anordnung des Hrn. O. F. R. Freyherrn v. Herder unternommen, und fielen sehr gut aus. Der Coackszuschlag blieb seit einiger Zeit nur noch auf die Bleysteinarbeit beschränkt.

Quartal Luciae.

In diesem Quartale fing vermöge der Anordnung und Aufmunterung des Hrn. O. F. R. v. Herder

der Fortgang des Schmelzen mit Coaks an. Man fing nun die ersten Versuche mit der Anwendung der Coaks bey der Roharbeit an. Das erste Schmelzen erfolgte über einem Krummofen auf der Untermuldner Hütte. Dieser erhielt folgende Dimensionen:

Weite an der Brandmauer	1 Elle	8 Zoll	
— — Stirnmauer	—	21	—
Länge — —	1 —	9	—
Höhe von der Form zur Gicht	2 —	22	—
Gichtweite . .	1 —	—	—

Die Form wurde horizontal 16 Zoll über die Vorwand hoch eingelegt. Das Gebläse des Ofens war wie bey einem gewöhnlichen Hohofen mithin im Verhältniß des Ofenraumes stark. Bey einem dieser Schmelzen ging man allmählig von dem Holzkohlensatz zu dem Coakssatz über; bey einem zweyten fing man nach dem ersten Einleiten des Processes sogleich mit Coaks an. Der Ausfall war in Hinsicht auf die Producte gut; hingegen blieb die Förderung des Ofens zurück. Man hatte aus Vorsicht einen niedrigen Ofen gewählt, um nöthigen Falls die Beschickung leicht abändern zu können.

1821. Quartal Reminiscere.

Die Versuche mit dem Coaksatz bey der Roharbeit begannen nun bey den gewöhnlichen Hohöfen. Die Dimensionen desselben blieben in allen ihren Verhältnissen; nur legte man die Form 1 Zoll höher und verstärkte das Gebläse. Die Versuchsöfen gingen gut. Gegen Ende des Quartals fingen die Versuche das Abtreiben mit Steinkohlen zu betreiben an. Man hatte zwar dem Rost des Feuerheerdes mehr Luftzugang verschafft; aber die dickrauchende Flamme verhinderte doch den Abtreiber das treibende Werkbley gehörig im Auge zu be-

halten. Man hatte mehr Bley verblasen, war also mit diesen Versuchen nicht sonderlich zufrieden.

Zu dem Coackschmelzen, wurden, da bekanntlich dieses Brennmittel mehr Sauerstoff als Holzkohlen zu seiner Oxydation bedarf, die Gebläse nach und nach vergrößert. Auf der Halsbrückner Hütte gab ein solches dem Ofen pro Minute bey 3 Umgängen 348 C. F. Es war ein hölzernes Balgengebläse; die gewöhnlichen ledernen gaben nur 290 C. F. p. Minute; mithin bekommen die Coacksöfen nahe an $\frac{1}{3}$ mehr Luft als die Holzkohlenöfen.

Quartal Trinitatis.

Immer mehr richteten sich die Schmelzer mit dem Coacksschmelzen bey der Roharbeit ein. Die Schlacke fiel gut geflossen aus; der Rohstein reicher wie zuvor; und des Geschüres bey dem Stechen gab es weniger.

Auf der Obermuldner Hütte wagte es Herr H. M. Oeser zuerst einen Bleyofen mehrere Wochen mit Coacks betreiben zu lassen, das Gebläse zu verstärken, und er erhielt das erste völlig gute Ausbringen dieser Art bey dem Bleyofen. Bey den fortgesetzten Abtreibeversuchen mit Steinkohlenflamme, ließ Herr O. H. V. Wolf zur Verminderung des Steinkohlenrauches auf dem Treibeheerde das Schauloch mit der Eintrittsöffnung der Bleykammer durch eine schräg aufsteigende eiserne Esse verbinden. Es schien dieses allerdings eine gute Wirkung hervorzubringen.

Herr Hüttenmeister Wittig brachte es in diesem Quartale dahin, das Rösten der Bleyerze ganz mit Steinkohlen zu betreiben. Nur zum ersten Anheizen ist etwas Holz nöthig, nämlich auf 100 Ctn. Erz 21,235 Scheffel Steinkohlen und 0,032 Schragenholz.

Quartal Crucis.

Sowohl bey der Roh- als Bleyarbeit machte die Anwendung der Coacks immer weitere Fortschritte. Da man noch nicht die hinreichende Menge Coacks haben konnte, so betrieb man einstweilen nur die Bleyarbeiten mit denselben.

Die eiserne Verbindungsesse zwischen dem Schauloche und der Bleykammer schien zu stark ziehend, eine Erweichung der Heerdmasse, so wie mehr Brennmaterialverbrauch nach sich zu ziehen; doch sollten die Versuche fortgesetzt werden. Bis jetzt wurde bekanntlich bey unsern Abtreiben nach dem ersten Eingehen und Umtrieben von 80 Ctn. Werkbley noch 20 Ctn. desselben nachgetragen. Wenn nun auch dieses Mittel holzersparend ist, so trägt es doch, da von den nachgetragenen 20 Ctn. kein Abstrich gezogen werden kann, zur Entstehung einer unreinern Glätte bey. Man vergrößerte daher den Treibheerd auf der Muldner Hütte um 12 Zoll im Durchmesser, und setzte alle 100 Ctn. Werke auf einmal auf; und erhielt nun bessere Glätte. Vergrößerungen das Treiben zu 130 Ctn. fielen nicht ersprießlich aus.

Quartal Luciae.

Die Coacksschmelzen gingen noch theilweise mit Holzkohlen fort. Man änderte zur Probe einen Bleyofen der mit Coacks betrieben wurde dahin ab, daß derselbe an der Stirnwand statt 21 Zoll nur 15 Zoll Weite bekam. Nach dem Schmelzpunkte hin behielt er die alte Weite; jedoch verlängerte man den Schmelzraum unter der Form um 3 Zoll. An eben diesen Ofen legte man die Fluggestüb-Kammern nicht über sondern oben neben den Ofen.

1822. Quartal Reminiscere.

Die im vorhergehenden Quartale erfolgte Abänderung des Schmelzraumes in dem Bleyöfen hatte ei-

nen zum Theil günstigen zum Theil ungünstigen Erfolg. Es wurden etwa 6 Scheffel Coacks bey der Schicht erspart, und es wurden weniger Dämpfe unter der Brust herausgeblasen; aber es arbeitete unter der Form so stark aus, und das Feuer wirkte zu wenig nach der Vorderseite des Ofens hin, so daß man Mühe hatte die gehörige Weite des Schmelzraumes zu erhalten. Man nahm daher die 3 Zoll Länge wieder weg, ließ aber die Verengerung nach vorn, zu. Nach mehreren zahlreichen Versuchen auf irgend einer Art von künstlicher Mergelmasse abzutreiben, fand man endlich einen Mergelkalkstein von Strehla hinter Dresden zu diesem Zwecke brauchbar. Es besteht dieser Kalkstein aus 60 kohlensaurem Kalk und 38 Thonsiliciat mit wenig Eisenoxyd gemengt. Herr H. M. Oeser stellte mit dieser gut gepochten und angefeuchteten Masse zuerst einige glückliche Versuche auf einem kleinen Treibeheerde an. Am ersten März trieb man das erste Mal glücklich auf einem Heerde von gewöhnlicher Größe 98⅞ Cent. Werkbley ab; wobey denn mehr Glätte als gewöhnlich fiel, und das Treiben übrigens gut ging. Der Gebrauch von Coacks vermehrte sich, so wurden z. B. bey der Roharbeit 633 Wagen Holzkohlen und 1949 Scheffel Coacks; bey der Bleyarbeit 2522 Scheffel Coacks und 844 Wagen Kohlen; bey der Bleysteinarbeit 578 Scheffel Coacks und 12 Wagen Holzkohlen; bey der Fluggestäubarbeit 15 Wag. 6 Körbe Holzkohlen und 20 Scheffel Coacks verbraucht.

Quartal Trinitatis.

Die Versuche mit dem Silberabtreiben auf Mergelheerden sind auf der Muldner Hütte mit dem besten Erfolge, sowohl bey dem gewöhnlichen als Amalgamirsilbertreiben fortgesetzt worden. Es wurde

dasselbe nun auch auf die Halsbrückner Hütten übertragen. Als Vortheil dieser neuen Treibmethode ergab sich:

1. Ein Gewinn von 12 p. C. Glätte mehr;
2. desgleichen von 3 bis 4 p. C. Abstrich;
3. 12 bis 14 p. C. Heerd weniger und dieserhalb, da immer etwas Silber in den Heerd dringt,
4. ein reichlicheres Silberausbringen.

Das gute Ausschmelzen mit Coacks bey der Bleyarbeit veranlaßte Hrn. H. M. Oeser auf jede 8tägige Schicht 33 Cent. Erz und $17\frac{1}{2}$ Cent. Erz mehr als gewöhnlich nehmen zu lassen; auch ging ein Bleyofen ohne Hinderniß 14 Tage lang. Eben so ging das Rohschmelzen an der Halsbrückner Hütte 4 Wochen und die Bleyarbeit $3\frac{1}{2}$ Wochen lang völlig gut. Der Coacksverbrauch stieg ungemein und es wurden in diesem Quartal schon 71,758 Scheffel Coacks mit 30,623 Körben Kohlen auf 100 Centr. Erz berechnet. Ueberhaupt wurden 10847 Scheffel Coacks mit 385 Wagen Kohlen verbraucht.

Quartal Crucis.

Die Abtreiben auf Kaltmergelheerden sind nun in diesem Quartal an beyden Hütten unausgesetzt mit glücklichem Erfolge ausgeübt worden, und daher diese Heerdmasse zu völliger Anwendung gekommen. Ich theile daher meinen Lesern eine vollständige Uebersicht dieser Arbeit in Folgendem mit.

Einführung des Abtreibens auf Mergelheerden auf den Freyberger Hütten.

Bekanntlich wurde das Abtreiben des Werkbleyes auf einem weniger saugenden Heerde (Mergelheerde) statt eines das Bleyoxydul stark einsaugenden (Aschenheerdes) zuerst durch den Hrn. Bergrath Hereiz in

Ungarn eingeführt, und dadurch vorzüglich ein grösseres Ausbringen an Glätte, also weniger Heerdfall bewirkt. Die Einführung dieser neuen Treibemethode wollte lange Zeit auf den Freyberger Hütten aus der Ursache nicht glücken, weil man das passendste Material zum Schlagen des Mergelheerdes nicht treffen konnte. Als aber vor 3 Jahren unser thätiger Chef der Hr. Berghauptm. von Herder neue Versuche deshalb anordnete, glückte es Hrn. Hüttenmeister Oeser zuerst auf den Muldner Hütten diese Treibemethode bey uns einzuführen. Sie ist nun bey uns allgemein. Das ungarische Verfahren habe ich bereits in den Supplementbande zur allgemeinen Hüttenkunde 2te Auflage mitgetheilt. Das Mergeltreiben in Schlesien ist uns durch Karsten's Archiv für Bergbau und Hüttenwesen bekannt geworden. Durch gegenwärtigen Aufsatz will ich nun meine Leser mit dem hiesigen Verfahren bekannt machen.

Die Freyberger Hütten beziehen den Mergel, nämlich einen thonhaltigen Kalkstein aus einem Bruche bey dem Dorfe Strehla, ¾ Stunden von Dresden, wo derselbe steinbruchsweise in Form kleiner Mauersteine gewonnen wird. Nach Anlieferung des Steins wird derselbe dem Trockenpochen unterworfen. Es erfolgt auf der Halsbrückner Hütte mittelst eines 3 stempligen Pochwerks, wird durch dasselbe fein gepocht und durch ein 26 Zoll im Durchmesser haltendes eisernes Drahtsieb zu ziemlich feinem Mehl gesiebt.

10 Centr. Mergelstein werden auf diese Weise binnen 4 Stunden in Mehl verändert, und auf dem Mergelboden neben dem Treibehause gefördert, und in Haufen gestürzt.

Soll nun ein Treiben vor sich gehen, und der Heerd ist bis mit der bekannten Schlackensohle und dem darauf liegenden Ziegelheerde gehörig vorgerichtet, so wird ein oder zwey Tage vorher die Heerdmasse auf

folgende Weise vorbereitet: Zu jedem Heerdschlagen braucht man 9 Ctr. oder 7 Karren Mergelmehl. Unter diesem befindet sich etwa die Hälfte alter schon einmal gebrauchter Mergel. Ist dieses Quantum gemischt und abgemessen, so theilt man dasselbe in 4 Theile, und läßt ein Viertel davon durch eine Lutte von dem Vorrathsboden in die Mergelkammer dicht neben dem Treibheerde, breitet das Mergelmehl aus, so daß es einen Umfang von 8 Ellen einnimmt. Hierauf wird es mit 2 Fahrten Wasser = 80 Pfd. Wasser gleichförmig mit einer Gießkanne übergossen, und mit einer hölzernen Krücke umgerührt. Darauf wird die zweyte Post, nämlich das zweyte Viertel, auf das erste ausgebreitete und angefeuchtete Quantum herabgelassen, und gleich der ersten behandelt; dann folgt die dritte und endlich die vierte Post. So bleibt nun das Gemenge 12 Stunden lang liegen, damit es sich mit dem Wasser innig durchziehe.

Nun wird die mäßig feuchte Masse durch ein grobes Sieb, dessen Löcher ein Zoll ins Gevierte betragen, gesiebt. Sie wird dadurch noch gleichförmiger gemengt, und läßt sich nun ballen. Sie darf weder zu feucht noch zu trocken seyn; im ersten Falle würde der Heerd nach dem Schlage bey der Anfeuerung Risse bekommen; im zweyten Falle würde sich der Heerd nicht fest genug schlagen lassen, und sich bey dem Treiben leicht heben. Um die Tüchtigkeit der Masse zu prüfen nehmen die Arbeiter eine Hand voll, drücken sie zusammen, sie muß sich dann fest ballen ohne Feuchtigkeit auszuschwitzen. Wird die Masse auf diese Weise brauchbar befunden, so trägt der Aschknecht sie trogweise auf den Heerd und der Treibemeister ist beschäftigt sie mit der Hand auf dem Heerde und zwar so auszubreiten, daß sie am Rande des Heerdes einige Zoll höher als in der Mitte zu liegen kommt. Nach dieser Ausbreitung wird die Masse

von dem Meister und einem Vorläufer mit dem Stoßkrähl, der zuvor angewärmt ist, so fest gestampft, daß sie keinen Eindruck mit dem Daumen annimmt.

Da der Rand des Heerdes nicht so genau mit dem Stoßkrähl geschlagen werden kann, so wendet man einen besondern eisernen Hammer mit convex runder Bahn an, um mit diesem den Rand gehörig fest und gleich zu schlagen. Daß der Mergelheerd eine etwas größere Concavität, als der darunter befindliche Ziegelheerd bildet, kann man aus der Verbreitung des Mergels auf dem Heerde vor dem Schlagen schon sehen. Der Mergel liegt in der Mitte des Heerdes 4 Zoll hoch auf, und nimmt allmählig gegen den Rand hin an Stärke so zu, daß er am Rande 10 Zoll dick aufliegt; mithin beträgt die größte Tiefe des Heerdes 6 Zoll. Der Heerd wird nun von allen Unebenheiten befreyet, und hierauf die Spur geschnitten. Hierzu bedient sich der Treibemeister des Spureisens. Es ist ein 8 Zoll langes, 2 Zoll breites starkes an einem Ende gerundetes Eisenblech. Zuerst bezeichnet er den Umfang der Spur, welcher sich nach der Größe des zu erwartenden Silberblickes, den man ziemlich genau aus der Menge des in dem aufzusetzenden Werkbley enthaltenen Silber abschätzen kann. Bey einem 100 märkigen Blick z. B. muß der Durchmesser der Spur eine Elle; bey einem 200 märkigen Blick 1 Elle 9 Zoll und bey einem 1000 märkigen 2 Ellen 4 Zoll im Durchmesser, und durchgängig ½ Zoll Tiefe haben.

Den Umriß der Spur macht der Meister mit einem hölzernen Stangenzirkel, darauf nimmt er das Spureisen, gräbt mit diesem den Heerd ½ Zoll tief aus, und macht diese ausgegrabene Fläche ganz horizontal; nur dem Rande der Spur giebt man etwas Verflächung. Uebrigens geht nun das Treiben nach dem Abwärmen des Heerdes wie gewöhnlich. Will

man z. B. 100 Ctr. Werkbley mit 14 bis 150 M. Silber abtreiben, so werden zuerst $\frac{9}{10}$ des Werkbleyes aufgesetzt und der Rest wird, wenn der Abstrich herunter ist, nachgetragen. Sollen mit einer solchen Quantität Werkbley zugleich 14 bis 1600 M. Amalgamirsilber mit abgetrieben werden, so schmelzt man sogleich das ganze Werkbley ein, und setzt vor dem Abstrichziehen das Silber nach. Eben so verfährt man wenn einige 100 Mark reiches Glas- oder Rothgiltigerz vorhanden sind. Folgende zwey Beyspiele geben das Resultat der jetzigen Treiben, aus welchen besonders in Vergleichung mit den früher auf Aschenheerden geführten, und in meinem Handbuche der allgemeinen Hüttenkunde mitgetheilten, der größere Gewinn an Glätte hervorgeht.

A. Treiben in der 10ten Woche des Quartals Trinitatis 1823.

a. Aufgesetzt ist worden:

101 Ctn. Werkbley mit	135 M.	8 L.	– Q.
$2\frac{3}{4}$ Pfd. Silbererz —	1 —	12 –	3 –
Summa	137 M.	4 L.	3 Q.

b. Ausgebracht sind worden:

142 M. 12 L. Blicksilber mit	136 M.	5 L.	2 Q.
minus	— M.	15 L.	1 Q.

20 C. Heerd

64 C. Glätte als:

8 C. gelbe;

26 C. schwarze;

30 C. Scheideglätte;

6 Ctn. Abstrich.

c. Aufwand.

$\frac{3}{4}$ Schragen $\frac{6}{4}$ elliges fichtenes Floßholz.

9 Ctr. Mergel.

B. Treiben in der 11ten Woche des Quartals Trinitatis 1823.

a. Aufgesetzt ist worden;

103⅝ Ctn. Werkbley mit	154 M.	— L.	— Q.
658 M. 13 L. Amalgamirsilber mit	491 M.	10 L.	2 Q.
Summa	645 M.	10 L.	2 Q.

b. Ausgebracht sind worden:

665 M. Blicksilber mit	625 M.	14 L.	3 Q.
22 Cent. Heerd —	11 -	— -	— -
90 — Glätte —	5 -	10 -	— -
Summa	642 M.	8 L.	3 Q.
minus	3 -	1 -	3 -

c. Aufwand:

¾ Schragen 6/4 elliges Floßholz und

9 Centner Kalkmergel.

Der Treibemeister bekommt von jedem Ctn. abzutreibenden Werkbleyes 8 Pfennige. Es betrug bey dem Treiben A 2 Rthlr. 19 Gr. 4 Pf. Davon hat er dem Aschknechte 18 Groschen, und dem Vorläufer 3 Groschen abgegeben. Es verbleibt ihm daher für ein 24 — 26 stündiges Treiben 1 Rthlr. 22 Gr. 4 Pf.

Auf der Halsbrückner Hütte versuchte man eine Form von Sandstein bey der Roharbeit anstatt der eisernen einzulegen. Es sprang dieselbe aber bald ab; wurde auch von dem Bleyoxydul stark angegriffen.

Die Bleyarbeit mit Coacks ging wieder 14 Tage lang auf der Muldner Hütte und wurden 48½ Ctn. Erz mehr durchgesetzt.

Quartal Luciae.

Man führte in diesem Quartale auf der Muldner Hütte das eindüsige Schmelzen ein; versuchte es zuvörderst bey dem Glättanfrischen, und sodann mit gutem Erfolge bey der 14tägigen Bleyarbeit.

Auch die Schwarzkupferarbeit wurde in diesem Quartal mit 441 Scheffel Coacks und 7 Wg. 9 Kb. Holzkohlen an der Halsbrückner, und mit 143 Scheffel Coacks und 3 Wg. 6 Kb. Kohlen an der Muldner Hütte betrieben. Auch das Glättanfrischen ging über einem Hohofen mit Coacks gut von statten.

1823. Quartal Reminiscere.

Bisher wurde bekanntlich der Bleystein immer gegen das Ende der Bleyarbeit wieder mit aufgegeben oder verändert. Herr O. H. B. **Wolf** ließ denselben für sich ohne Glättzuschlag bloß mit Bleyschlacken durchsetzen und verschmelzen. Hiedurch wurde 1) Glätte erspart; 2) treibewürdiges Werkbley erhalten; 3) der Bleyverlust vermindert; auch 4) weniger Röstfeuer für den Bleystein erfordert.

Hier soll noch überhaupt angeführt werden, daß seit der Einführung des Coackschmelzens alle Producte reiner fallen; und die Bley- und Kupfersteine wenigere Röstfeuer als sonst bedürfen. Ehedem röstete man den hiesigen Kupferstein 25 bis 30 Mal; jetzt 10 bis 12 Mal. Der Coacksbetrieb ist nun im vollen Gange. Man gebrauchte bey der Roharbeit 6665 Scheffel Coacks und nur 19 Wg. 11 Kb. Holzkohlen; bey der Bleyarbeit 6526 Scheffel Coacks und 52 Wg. 10 Kb. Kohlen; bey der Bleysteinarbeit 272 Scheffel Coacks und 1 Wg. 9 Kb. Kohlen.

Das Abtreiben mit Steinkohlen ist indessen einstweilen wieder eingestellt worden.

Quartal Trinitatis.

Sehr glücklich wirkte ferner die Einführung des Schmelzens mit Coacks auf die Verlängerung der Schmelzzeit über einem Ofen. In diesem Quartale

ging wohl das erstemal ein Rohofen 7 Wochen über ein Zumachen an der Halsbrücke.

Zum Versuche wurde noch einmal ein Bleyschicht-schmelzen über einem Krummofen mit Coacks über der Spur unternommen. Es blieb derselbe jedoch in Hinsicht des Ausbringens der Quantität nach. Er setzte in 14 Tagen 40 Ctn. Erz weniger durch. Eben so wenig gelang, wie fast zu erwarten stand, ein Glättfrischen mit rohen Steinkohlen. Die Schlacke war schlecht geflossen, es blieb Bley zurück, und das erhaltene war härter als gewöhnlich.

Quartal Crucis.

Die Rohöfen gingen nun alle über einem Zumachen 7 bis 8 Wochen lang. Alle während diesem Betriebe vorkommenden Arbeiten bestehen in Formumlegen, Ausbessern der Oefen unter oder über der Form; oder neues Vorheerd- und Stichlegen ohne auszublasen. Eben so dehnt man die Campagne der Bleyöfen auch bereits über 3 bis gegen 4 Wochen aus.

Quartal Luciä.

Die Verlängerung der Schmelzzeit bey den Rohöfen wurde, nachdem die Arbeiter mit dieser neuen Einrichtung sich immer mehr und mehr befreundeten, immer größer. In diesem Quartal ging der Rohofen N. 5. an der Halsbrückner Hütte $12\frac{1}{2}$ Woche; und auf der Muldner Hütte war der Rohofen N. 6. 10 Wochen im Gange; eben so beschloß man die Bleyöfen nun 4 Wochen im Gange zu erhalten. Auf der Muldner Hütte war dieses Schmelzen die 6te, 7te, 8te und 9te Woche des Quartals glücklich durchgeführt, und in diesem Ofen 60 Ctn. Erz mehr durchgesetzt, als hätte geschehen können, wenn der Proceß dreimal unterbrochen wäre. An der Halsbrück-

ner Hütte konnte man noch nicht gut über eine drei wöchentliche Schmelzzeit bey der Bleyarbeit hinaus kommen.

Nachdem ich auf hohe Berghauptmannschaftliche Anordnung seit einiger Zeit verschiedene Versuche im chemischen Laboratorio über die schwedische Methode: kupferarme und eisenreiche geröstete Kupfererze nach der neuen schwedischen Methode mit Quarz zu schmelzen angestellt, und verschiedene vortheilhafte Resultate im Kleinen erhalten hatte, ging man zu einem größern Versuche mit Stuffkupferkiesen von St. Christoph bey Joh. Georgenstand, und bald darauf zu einem zweyten Schmelzen mit Kupferkies von Getreue Einigkeit ebendaher über. Die Erze wurden zuerst in freyen Haufen geröstet, und sodann mit etwas rohen Schwefelkies und 8 p. C. Quarzzuschlag durchgeschmolzen. Besonders gut ging das Verschmelzen des Stufferzes. Die Schlacke war sehr rein geflossen, und der Kupferstein bedeutend concentrirt. 200 Ctn. Kupfererz und 60 Ctn. Schwefelkies mit 17 Ctn. Quarz gaben $54\frac{1}{4}$ Ctn. Kupferstein mit 8 Mark $14\frac{1}{2}$ Loth Silber und $10\frac{1}{8}$ Ctn. $8\frac{1}{2}$ Pfd. Kupfergehalt. Das Schmelzen wurde mit 266 Scheffel Coacks und 3 Wg. 8 Kb. Kohlen betrieben. Man faßte vermöge dieser Versuche die gewisse Hoffnung, daß manche arme Kupfererze, z. B. in dem Revier Gieshübel, welche bis jetzt nicht wohl schmelzbar waren, auf diese Weise könnten zu Gute gemacht werden.

1824. Quartal Reminiscere.

An der Muldner Hütte wurden in diesem Quartale die Roh- und Bleyöfen, die ersten 16, und die zweyten 6 Wochen lang im Gange erhalten, so z. B. die Ofen N. 6. von der 13ten Woche Luciae 1823 bis mit 2ter Woche Trinitatis 1824; der Ofen N. 3.

mit Bleyarbeit von der 10ten Woche Reminiscere 1823 bis mit 2ter Woche Trinitatis 1824. Die allmählige Einführung der Steinkohlenfeuerung bey dem Rösten, so wie des Gebrauchs der Coacks bey dem Schmelzen, ist von zu großer Wichtigkeit für das Land und für die Königlichen Hüttenwerke, als daß ich derselben nicht einen kurzen Ueberblick der Vortheile, welche sie gewährt, hinzufügen sollte. Es gehen nun alle Röstarbeiten mit rohen Steinkohlen, theils in Reverberiröfen, theils in Roststätten; und alle Schachtöfenschmelzen werden mit Coacks betrieben, wie die weiter unten anzuführenden Uebersichten der jetzigen Arbeiter und ihrer Beschickungen es zeigen werden. Bey dem Abtreiben hat die Steinkohlenfeuerung noch nicht ganz gelingen wollen; die von mir angestellten Feinbrennversuche mit Steinkohlenflamme sind günstig ausgefallen, und wir dürfen hoffen nach und nach auch diese beyden Arbeiten noch mit Steinkohlenflamme zu betreiben. Die Vortheile dieser Steinkohlenfeuerung bestehen

1. **In Erhaltung einer bedeutenden Menge von Holz für das Land überhaupt.** Wir sind jetzt auf den Königlichen Hütten wegen des Brennmaterials weniger vom Auslande, welches uns früher einen großen Theil der Hölzer lieferte, abhängig.
2. **Die Verlängerung der Schmelzcampagnen** bey dem Betriebe der Schachtöfen ist natürlich brennmaterial- zeit- und arbeitslohnersparend, welches um so wichtiger ist, als jetzt der Freyberger Bergbau eine bedeutend größere Menge von Erz als jemals liefert. Dabey aber ist der Gesammtgehalt dieser Erze um $1\frac{1}{2}$ Loth gefallen.
3. **Das reinere Ausschmelzen der Schlacken und** mithin bessere Concentration der Producte. Man befürchtete in frühern Zeiten wegen der Anhäufung erdiger Bestandtheile in unsern mittelmäßigen

Steinkohlen eine Schlackenvermehrung zum Nachtheile des Ausbringens. Nun ist es zwar wahr, wir erhalten mehr Schlacken, aber sie sind vortrefflich ausgeschmolzen. Die Rohschlacken enthalten in 6 Ctn. höchstens ½ Loth Silber u. s. w.

Das Jahr 1824 zeichnet sich in der Geschichte des Freyberger Hüttenwesens noch durch folgende theils schon früher angefangene, theils durch neue Versuche aus, als durch

1. Das Schlackenerzschmelzen.
2. Das Verschmelzen armer Dürrerze und Sempfschliche mit Quarz;
3. Durch Wiedereinführung der Anreicherarbeit mit und ohne Quarzzuschlag.

a. Schlackenerz und dessen Verschmelzen.

Die einzige Schlackenart, welche die hiesigen Schmelzprocesse absetzen, sind bekanntlich die Rohschlacken. Von diesen Schlacken liegen Millionen Centner zu Hügeln aufgethürmt, bey den verschiedenen Hüttenwerken. Ihre Beschreibung habe ich weiter oben gegeben. Ihr Gehalt an Silber, Bley und Kupfer ist, besonders in den neuern Zeiten höchst unbedeutend. Unser mehrmahls genannter verehrter Chef des Bergbaues v. Herder, vermuthete daß dieser Gehalt mehr von mechanisch eingemengten Schwefelmetallen, als von wirklichen Mischungstheilen herrühre, und ordnete eine mechanische und chemische Bearbeitung dieser Schlacken versuchsweise im Großen an. Es wurden 11368 Ct. Rohschlacken von verschiedenen Halden auf der Morgensterner Wäsche dem Proceß des Naßpochens und Verwaschens unterworfen, und aus demselben 394⅝ Ctn. eines wenig metallisch glänzenden Schliches erhalten, welchen man der Kürze wegen Schlackenerz nannte. Ich habe dieses Product einer chemischen

Prüfung unterworfen und es folgendermaaßen zusammengesetzt befunden:

1000 Gran enthielten:

394,760 sauerstoffleere steingebende Theile	Zink	5,100
	Schwefel	55,000
	Arsenik	5,000
	Silber	0,850
	Bley	81,810
	Kupfer	4,000
	Antimon (Spur v. Wismuth)	3,000
	Eisen	240,000
598,751 sauerstoffhaltige schlackengebende Theile.	Kiesel	310,500
	Eisenoxyd . . .	90,000
	Thon	90,711
	Kalk (Spur v. Baryt) .	65,000
	Talk	42,540
		993,511
	Verlust *)	6,489
		1000,000

Hierüber Gold 0,096 Gran oder eine Spur.

Mit diesem Schlackenerz nun wurden 3 verschiedene Schmelzversuche unternommen, als 1) eine **Roharbeit.** Sie wurde beschickt, aus:

$197\frac{1}{16}$ Ctn. Schlackenerz mit $\frac{5}{8}$ C. $6\frac{1}{8}$ Pfd. Kupfer, $\frac{7}{8}$ C. $6\frac{5}{8}$ Pfd. Bley u. 30 Mk. 10 Lt. 3 Q. Silber;
348 C. Bleyschlacken mit 2 Mk. 11 Lt. 2 Q. Silber.
1 C. Kies.
11 C. Frischglätte mit $8\frac{3}{4}$ C. 5 Pfd. Bley.
in Summa $557\frac{1}{16}$ C. Masse.

Diese Beschickung wurde über einem Hohofen mit Coacks durchgesetzt.

In der ersten Woche Trinitatis 1823 Nachmittags um 3 Uhr nahm diese Schmelzarbeit ihren Anfang. Da sich bey dem Niedergehen des Satzes die Be-

*) Dieser kann wohl von einigen Spuren nicht erkannter Theile herrühren.

schickung etwas auf der Sohle anlegen wollte, so schlug man noch 1 Ctn. Kies zu. Nun ging das Schmelzen gut. Da sich ferner bey den ersten Stechen unter dem Rohstein ein 31 — 33 löthiges Werkbley absonderte, so hielt man dieses für zu reich, und setzte daher nach jedem allen 8 Stunden erfolgten Abstechen 1 Ctn. Frischglätte mit auf. Dadurch fiel nun das Werkbley 12 bis 14 löthig auf. Das Schmelzen wurde sodann Montags Abends in der zweyten Woche Trinitatis beendet, und es wurde ausgebracht:

$13\frac{3}{8}$ C. 35 Pfd. Werkbley mit
. . . . . 19 M. 9 L. $3\frac{1}{4}$ Q. S.
$35\frac{1}{8}$ " Rohstein mit
$1\frac{7}{8}$ C. $2\frac{1}{8}$ Pfd. Kupf. 3 C. $8\frac{5}{8}$ Pfd. ♄ 10 " 13 " $2\frac{1}{4}$ " "
$14\frac{1}{8}$ " Geschur mit
$\frac{1}{4}$ C. $3\frac{1}{4}$ Pfd. " $1\frac{5}{8}$ " 7 " " 1 " 5 " $\frac{3}{4}$ " "
$6\frac{7}{8}$ " Ofenbruch mit
" " $6\frac{7}{8}$ Pfd. " $1\frac{5}{8}$ " $2\frac{1}{2}$ " " 1 " 8 " $\frac{1}{4}$ " "

Summe $2\frac{1}{8}$ C. $12\frac{1}{4}$ Pfd. K. $20\frac{1}{8}$ C. $3\frac{1}{8}$ Pfd. ♄. 33 M. 4 L. $2\frac{1}{2}$ Q. S.

Mithin war von Kupfer $1\frac{1}{2}$ Ctn. $6\frac{1}{8}$ Pfd. über die Probe und $6\frac{1}{2}$ Ctn. 4 Pfd. Bley so wie 1 Loth. $2\frac{1}{2}$ Q. Silber unter der Probe ausgebracht worden.

Wenn nun vorhergehendes Schmelzen mit rohen Schlackenerz vollführt, und als eine Roharbeit betrachtet wurde, so nahm man den zweyten Schmelzversuch als II) Bleyarbeit an.

Man röstete $197\frac{1}{16}$ Ctn. desselben in 50 Röstposten durch Flammenfeuer und beschickte:

$197\frac{1}{16}$ C. Schlackenerz mit
$\frac{5}{8}$ C. $6\frac{1}{8}$ Pfd. K. $17\frac{7}{8}$ C. $6\frac{5}{8}$ Pfd. Bl. 30 M. 10 L. 3 Q. S.
1 C. Kies.
48 " Frischgl. à $\frac{4}{5}$ Bl. $38\frac{3}{8}$ C. $2\frac{1}{2}$ Pfd. Bl.
290 " Bleyschlacken . . 2 M. 4 L. 1 Q. S.

Summe $\frac{5}{8}$ C. $6\frac{1}{8}$ Pfd. K. $56\frac{1}{4}$ C. $9\frac{1}{8}$ Pfd. Bl. 32 M. 15 L. S.

Das Schmelzen nahm Mittwochs in der ersten Woche Trinitatis 1823 Nachmittags seinen Anfang. Auch

hier wurde um den anfänglich etwas strengen Gang zu verbessern 1 Ctn. Kies noch nachgesetzt. Die Arbeit ging nun gut, und wurde Donnerstags in der zweyten Woche beendigt.

Es waren ausgebracht:

$40\frac{1}{4}$ C. 24 Pfd. Werkbley mit
$40\frac{1}{4}$ C. 24 Pfd. Bl. 31 M. 11 L. $3\frac{1}{2}$ Q. S.
3 C. Bleystein mit
$\frac{1}{4}$ C. Kupfer $\frac{7}{8}$ · $8\frac{1}{2}$ · · 1 · · · 1 · ·
$\frac{1}{8}$ · Speise mit · · $\frac{1}{2}$ · · · · · · 1 · ·
$12\frac{5}{8}$ C. Geschur mit
$\frac{1}{8}$ C. $\frac{1}{8}$ Pfd. K. $\frac{3}{4}$ · $\frac{3}{4}$ · · · · 12 · 2 · ·
$7\frac{1}{8}$ C. Ofenbruch mit
$\frac{1}{2}$ C. 7 Pfd. K. $1\frac{5}{8}$ · $8\frac{1}{2}$ · · 1 · 14 · 1 · ·

Summe 1 C. $5\frac{5}{8}$ Pfd. K. $43\frac{7}{8}$ C. $4\frac{3}{4}$ Pfd. Bl. 35 M. 7 L. $1\frac{1}{2}$ Q. S.

Mithin weniger $11\frac{3}{8}$ C. $4\frac{3}{8}$ Pfd. Bley und mehr 2 Mark 8 Lt. $1\frac{1}{2}$ Qt. Silber und $\frac{1}{4}$ Ct. 12 Pfd. Kupfer. Die Silbervermehrung so wie der Zuwachs an Kupfer kann nur der zugeschlagenen Frischglätte vorzüglich angerechnet werden.

III) Das dritte Verschmelzen des Schlackenerzes erfolgte in der ersten und zweyten Woche des Quartals Crucis 1824. Man führte es nach Art der Bleyarbeit; jedoch wurde das dazu bestimmte Schlackenerz nicht völlig wie das erste Mal, sondern nur schwach geröstet.

Die Beschickung war:

$277\frac{3}{4}$ C. Schlackenerz mit
$34\frac{7}{8}$ C. · Pfd. Bl. $2\frac{3}{4}$ C. $2\frac{3}{4}$ Pfd. K. 29 M. 12 L. 1 Q. S.
66 C. Frischglätte mit
56 C. 10 Pfd. Bl.
2 · Kies.
237 · Bleyschlacken mit
$6\frac{1}{4}$ C. 11 Pfd. Bl. . . 3 M. 1 L. 3 Q. S.
9 · Halsbrückner Saigerschlacken.

Summe $97\frac{1}{4}$ C. $8\frac{1}{2}$ Pfd. Bl. $2\frac{3}{4}$ C. $2\frac{3}{4}$ Pfd. K. 32 M. 14 L. Silb.

Es wurden ausgebracht:

$63\frac{3}{4}$ C. Werkbley mit
$63\frac{1}{2}$ C. $7\frac{7}{8}$ Pfd. Bl. • • 35 M. 6 L. 3 Q. S.
$7\frac{1}{4}$ • Bleystein mit
$\frac{5}{8}$ C. 10 Pfd. Bl. $1\frac{1}{4}$ C. $5\frac{1}{2}$ Pfd. K. • 14 • 2 • •
$1\frac{1}{8}$ • Speise mit
• • $2\frac{1}{4}$ Pfd. Bl. • $1\frac{1}{8}$ • • • • • $2\frac{1}{4}$ • •
$9\frac{1}{4}$ • Geschur mit
$1\frac{1}{4}$ C. $4\frac{1}{2}$ Pfd. Bl. • $9\frac{1}{4}$ • • • 4 • $2\frac{1}{2}$ • •
$5\frac{1}{4}$ • Ofenbruch mit
$\frac{3}{8}$ C. $4\frac{1}{2}$ Pfd. Bl. • $10\frac{1}{2}$ • • • 3 • $3\frac{3}{4}$ • •

Summe 66 C. $4\frac{1}{8}$ Pfd. Bl. $1\frac{1}{2}$ C. $1\frac{3}{8}$ Pfd. K. 36 M. 14 L. $1\frac{1}{2}$ Q. S.

hierüber:

490 C. Schlack. $9\frac{5}{8}$ C. $8\frac{1}{2}$ Pfd. Bl. $1\frac{1}{8}$ C. 10 Pfd. Kpf. 2 M. 4 Lt. $1\frac{1}{4}$ Qt. Silb.

Verlust $31\frac{1}{4}$ C. $4\frac{3}{8}$ Pfd. Bl. $1\frac{1}{4}$ C. $1\frac{3}{8}$ Pfd. Kupfer.
Gewinn 4 Mk. • • $1\frac{1}{2}$ Qt. Silber.

Der Gang dieses Schmelzens war übrigens sehr gut. An Brennmaterial wurden verbraucht:

Bey dem Schmelzen N. I.

1 Korb Torf zum Abwärmen.
1 Wagen 1 Kb. weiche fichtene Kohlen.
196 Scheffel Coacks.

Bey dem Schmelzen N. II.

$\frac{1}{12}$ Schragen $\frac{6}{4}$ Scheitholz zum Anrösten.
34 Scheffel Schieferkohlen zum Rösten.
1 Korb Torf.
1 Wag. 2 K. weiche Holzkohlen.
191 Scheffel Coacks.

Bey dem Schmelzen N. III.

40 Scheffel Schieferkohlen zum Rösten.
1 Korb Torf zum Anwärmen.
1 Wagen 3 Körbe weiche Kohlen.
220 Scheffel Coacks.

Der Centner Schlackenerz kostete zu verschmelzen

bey N. I. 13 Gr. 4,8 Pf.
• N. II. 16 • 7,9 •
• N. III. 12 • 7,43 •

Das sämmtliche Werkbley von I. II. III. wurde abgetrieben, und daraus 97 Mk. 3 L. 3 Q. 2 Pf. Feinsilber erhalten.

Die Producte wurden mit ihrem Silbergehalt den Hüttenprocessen übergeben.

Es ergibt sich mithin aus diesem Versuch vorläufig die Möglichkeit der Silberextraction aus den Rohschlacken, und zwar wie es scheint am besten nach der Methode III. Wie es sich mit dem gesammten Kostenaufwand beträgt, müssen noch fernere Erfahrungen lehren.

Was nun 2) die Concentration eines durch die Verschmelzung armer Erze gebildeten Rohsteins durch Quarzzuschlag anbetrifft, so ist hierüber folgendes zu bemerken. Die Gruben setzen bey ihren Aufbereitungsarbeiten arme Schlämme, welche bisher nicht lieferungswürdig waren in Menge ab. Auf hohe Berghauptmannschaftliche Anordnung wurde nun versucht, aus dergleichen armen Erzen zuerst Rohstein zu schmelzen; diesen zu rösten, und durch eine Umschmelzung mit Quarz denselben zu concentriren.

Von mehreren angestellten Versuchen dieser Art, will ich einen derselben in der 8. 9. u. 10ten Woche des Quartals Reminiscere 1824 beschreiben.

Es wurden beschickt:

382 C.	Dürrerzschlämme mit ″ ″ 1¼ C. 4⅛ Pfd. K.	21 M.	2 L.	3¼ Q.S.
335 ″	Kies. . . .	11 ″	9 ″	2¾ ″ ″
873 ″	Bleyschlacken mit 43⅝ C. 5 Pfd. Bl. ″	15 ″	3 ″	3¾ ″ ″
Summe	43⅝ C. 5 Pfd. Bl. ″	48 M.	″	1¾ Q.S.

Der Gehalt der Dürrerze war à C. 3,548 Quent.
″ ″ ″ Kiese ″ ″ 2,217 ″
″ ″ ″ Bleyschlacken ″ ″ 1,117 ″

Das Schmelzen dieser Beschickung ging sehr gut. Es wurde in 20 Tagen beendet, und in 24 Stunden wurden 35,84 Ctn. Erz exclus. der Schlacken mit Coacks über 1 Hohofen durchgesetzt.

Man brachte aus:

266 7/8 C. Rohstein mit
13 3/4 C. 9 1/4 Pfd. Bl. 6 1/8 C. 6 3/8 Pfd. K. 39 M. 9 L. 3/4 Q. G.
1 3/4 „ Werkbley mit
1 3/4 C. „ „ „ „ 1 „ 14 „ 2 1/2 „ „
7 1/2 „ Geschur mit
„ 7 1/2 Pfd. „ „ „ „ „ 5 „ 2 1/2 „ „
14 3/4 „ Ofenbruch mit
1 1/8 C. 5 1/2 Pfd. Bl. 1/8 C. 2 1/4 Pfd. K. 1 „ 6 „ 1/2 „ „
1383 „ Schlacken mit
12 3/4 C. 11 1/2 Pfd. Bl. „ „ 4 „ 11 „ 3 1/2 „ „

Summe 29 5/8 C. 8 3/4 Pfd. Bl. 6 1/8 C. 8 5/8 Pfd. K. 47 M. 15 L. 1 3/4 Q.

Der Rohstein hielt à C. 2,372 Loth.

Die Schlacken hielten à C. 0,227 Quent.

Der Brennmaterialaufwand betrug:

1 Korb Torf.

1 Wag. 9 K. weiche Kohlen.

726 Scheffel Coacks.

Ein Centner Erzbeschickung kostete 11 Gr. 5,968 Pf. überhaupt. Der erhaltene Rohstein wurde nun mit 2 Feuern geröstet, und folgendermaßen zu einem zweyten Schmelzen für die 10te und 11te Woche Trinitatis 1824 beschickt:

Centner		Ctr.		Ctr.					
266 7/8	Rohstein mit	13 3/4	9 1/4 Pfd. Bley	6 1/8	6 3/8 Pfd. Kpf.	39 M.	9 L.	3/4 Q.	G.
246	Dürrerz	„ „	„ „	3/4	8 1/8 „ „	13 „	10 „	3 „	„
74	Kies	„ „	„ „	„ „	„ „	2 „	5 „	„ „	„
7 1/2	Geschur	„ „	7 1/2 „	„ „	„ „	„ „	5 „	2 1/2 „	„
14 3/4	Ofenbruch vom vorigen Schmelzen	1 1/8	5 1/2 „ „	1/8	2 1/4 „ „	1 „	6 „	1/2 „	„
24	Bleyschlacken m.	5/8	9 1/2 „ „	„ „	„ „	„ „	3 „	„ „	„
38	Halsbrückner Saigerschlacken								
18 3/4	Quarz								
	Summe	15 3/4	6 3/4 Pfd. Bley	7 1/8	4 1/4 Pfd. Kpf.	57 M.	7 L.	2 3/4 Q.	G.

Das zugeschlagene Dürrerz enthielt à Ctr. 3,548 Qt. Silb.
Der „ Kies „ „ „ 2,000 „ „

Es wurden diese 587⅜ Ctr. Beschickung bey gut gehenden Hohofengange mit Coacks in 12 Tagen durchgesetzt und ausgebracht:

Ctr.		Ctr.		Ctr.				
142	Rohst. mit	8 3/4	2 1/2 Pfd. Bl.	5 3/4	6 1/2 Pfd. K.	48 M.	11 L.	1 1/4 Q.S.
6	Geschur „	„	12 „ „	„	6 „ „	„ „	9 „	„ „
21	Ofenbruch m.	3/4	10 „ „	3/8	5 „ „	3 „	5 „	1/2 „ „
520	Schlacken „	2 3/4	3/4 „ „	„	„ „ „	2 „	7 „	1/2 „ „
	Summe	12 1/2	1/4 Pfd. Bl.	6 1/4	5 Pfd. Kupf.	55 M. „ „		2 1/4 Q.S.

Der Rohstein war hier mithin, in dem sich der Quarz eines Theils des Eisenoxyduls bemächtigt hatte, bis zu dem Gehalte von 5 Loth concentrirt worden.

Der Brennmaterialaufwand betrug:

1 Korb Torf.

1 Wag. 8 Kb. Kohlen.

392 Scheffel Coacks.

20 Scheffel Schmiedekohlen zum Rösten.

Der Ctr. Beschickung kostete 8 Gr. 10,548 zu verschmelzen. Es geht aus diesem Versuch bestimmt hervor: daß arme geröstete Rohsteine durch einen Quarzzuschlag sehr concentrirt werden können.

In dem Quartale Crucis 1824 ist nun auch, da die Erzanlieferung es nöthig machte, die seit langer Zeit verlassene gewöhnliche Anreicherarbeit wieder vorgenommen. Sie wird jetzt noch versuchsweise mit und ohne Quarzzuschlag betrieben. Da viele der zu dieser Arbeit bestimmten Erze an und für sich schon sehr quarzhaltig sind, so hat sich der Quarz bey einigen Probeschmelzen eher nachtheilig als vortheilhaft gezeigt. Es dauerte länger ehe man die Schicht durchsetzte; es fiel Anreicherstein von einerley Gehalt bey dem Versuch und Gegenversuch, und mehrere Schlacken. Andere Versuche zeigten keinen Unterschied zwischen der alten und neuen

Schmelzart. Diese Versuche werden, indem ich dieses schreibe, noch fortgesetzt.

Ein neuer Versuch über das **Verschmelzen der Rohschlacken** für sich bot sich in der 9ten Woche des Quartals Luciä 1824 dar. Es war ein neuer Schmelzofen auf der Muldner Hütte gebauet und sollte angelassen werden. Um dieses zu bewerkstelligen, und zugleich zu erfahren was die Rohschlacken bey einer Schmelzung ohne sie zuvor aufzubereiten noch absetzen würden, wurde folgendes Schmelzen durch Hrn. H. M. Oeser unternommen: Nach Abwärmen und Anlassen des Ofens setzte man zuerst 4 Centn. Halsbrückner Saigerschlacken zur Bildung der Nase; darauf lies man 6 Centn. $\frac{1}{4}$löthigen Kies setzen, damit sich sogleich etwas Schwefeleisen im untern Ofenraume bilden möge. Nun gab man einen leichten Satz Rohschlacke zu 1 Schienfaß Coacks, und stieg allmählig mit dem Schlackensatze. Der Gang des Schmelzens war mehr frisch als saiger, und am Ende der Woche lies es sich stark sehen. Es bühnte und ränderte zwar, doch fielen die Schlacken fast ganz unhaltig aus.

Nach einem wöchentlichen Schmelzen waren durchgesetzt:

606 Ctr. Rohschlacken
6 • Kies
4 • Schlacken v. d. Halsbrück.

mit 1 Kb. Torf und 190 Scheffel Coacks;

und ausgebracht:

$\frac{1}{4}$	Ctr.	Werkbley mit	• •	6 Lt.	• •	Silb.
$20\frac{1}{4}$	•	Rohstein à $4\frac{1}{2}$ Lt.	5 M.	11 •	• •	•
$4\frac{7}{8}$	•	Ofenbruch .	• •	7 •	1 Qt.	•
$5\frac{7}{8}$	•	Geschur . .	1 •	1 •	2 •	•
		Summe	7 M.	9 Lt.	3 Qt.	Silb.

An Bley und Kupfer gab die Probe	$1\frac{7}{8}$ Ctr.	$6\frac{1}{8}$ Pfd.	
	$\frac{3}{4}$.	$1\frac{3}{8}$. Kupf.	
Die sämmtlichen Kosten betrugen	97 Rthlr.	20 gl.	9 Pf.
D. Silberwerth in den Product. betr.	109 .	8 .	. .
D. Bleywerth	4 .	. .	. .
D. Kupferwerth	5 .	. .	. .
Ueberschuß	11 Rthlr.	11 gl.	3 Pf.

In dem Quartale Luciä 1824 wurde ein Versuch mit armen silberhaltigen Arsenikkiesen von Junge David Fundgrube unternommen. Vorläufige, durch mich angestellte Untersuchungen hatten bewiesen, daß diese $\frac{7}{8}$ Loth silberhaltigen Arsenikkiese zuerst auf dem Sublimationswege grauen Arsenik liefern, und, da der Rückstand aus Schwefeleisen besteht, sodann auf Rohstein könnte verschmolzen werden.

Es wurde daher auf der leer stehenden Obermuldner Hütte ein Galeerenofen nach Anleitung der Hüttenkunde 2ten Theiles 3ter Bd. S. 239 und 243., jedoch nur mit einer Röhrenreihe erbauet. Man setzte $3\frac{1}{2}$ Ctr. Arsenikgraupen des genannten Erzes in die Röhren ein, und erhielt mit Vortheil über 30 p. C. grauen Arsenik. Der Rückstand gab bey dem Probiren einen sehr guten silberhaltigen Rohstein. Man erwartet jetzt weitere berghauptmannschaftliche Anordnung der Einführung dieser Arbeit wegen. Folgendes sind die im Kleinen mit den Kiesen angestellten Untersuchungen:

Versuche

über die Benutzbarkeit des auf Junge David Fundgrube brechenden Arsenikkieses.

Es fand sich seit einigen Quartalen auf oben genannter Fundgrube des Freyberger Bergamtsreviers ein mächtiger Gang mit anstehenden derben Arsenikkies ein. Ich erhielt eine hohe berghaupt-

mannschaftliche Verordnung, diesen Arsenikkies auf dessen Brauchbarkeit in hüttenmännischer Hinsicht zu prüfen. Aus dem Folgenden werden meine Leser die von mir unternommene Prüfung und deren Resultate ersehen:

1. Prüfung auf Arsenikmetall.
(Grauer Arsenik der Hüttenwerke).

Es wurden 100 Quentchen des gröblich zerstoßenen Arsenikkieses in einer Waldenburger Retorte mit vorgestoßener gläserner Vorlage, welche durch ein rund zusammengebogenes Stück Eisenblech mit der Retorte verbunden war, einer Sublimation aus freyen Feuer unterworfen. Nach einer dreystündigen, allmählig bis zum schwachen Weißglühen verstärkten Feuerung wurde der Proceß beendigt, und man ließ den Apparat erkalten. Nach dem Zerschlagen der Retorte fand sich in dem zusammengerollten Eisenblech, so wie am vordern Ende des Retortenhalses Arsenikmetall in Krystallen zusammengehäuft sublimirt; zugleich zeigten sich in dem Retortenhalse Spuren von angeflogenen Schwefel. Der metallische Arsenik wog 27,15 Qt. Die grauschwarzen Rückstände (Arsenikbrände) wogen 70,20 Gran.

2. Rohsteinproben mit dem Rückstande von der Sublimation.

Da einige kleine Verpuffungsproben mit Salpeter und ein Röstversuch angezeigt hatten, daß die Rückstände von der Arseniksublimation Schwefeleisen mit einer geringen Spur von Arsenik *) seyen,

*) Vermöge dieser Proben und dem gesammten Verhalten der Kiese geht hervor, daß dieser Arsenikkies dem von dem

so wurden folgende zwey Rohsteinproben mit denselben unternommen:

a. Es wurden 10 Qt. desselben mit 5 Qt. calcinirten Borax und 1 Qt. Kohlenstaub beschickt und in einem hessischen Tiegel eingeschmolzen. Es fand sich ein schöner Rohsteinkönig (Schwefeleisen im Minimum) von 8,5 Qt. über einer schwarzen Schlacke. Obige 70,20 Qt. Rückstände würden mithin 59,67 Qt. Rohstein geben.

b. Es wurden 10 Qt. des Rückstandes gleich a. beschickt und behandelt, außerdem aber 10 Qt. schwefelspäthiges gepochtes Silbererz von 5 Lt. 1 Qt. Silbergehalt von der Grube Churprinz Friedrich August hinzugesetzt. Der Rohsteinkönig war gut zusammengeflossen, wog 8,1 Qt.; die Schlacke war gut geschmolzen aber weniger glasig. Der Rohsteinkönig gab bey der Silberprobe 3 M. 2 Lt. 7 Qt. Silber; es waren mithin 3 Qt. Silber in der Schlacke zurückgeblieben.

3. Probirung des Rückstandes von Versuch 1. auf Vitriol.

50 Qt. der Arsenikbrände wurden mit schwach salpetersauren Wasser angefeuchtet in einer flachen Porzellainschaale dem Verwitterungsprocesse ausgesetzt. Während 5 Wochen Zeit wurde diese Anfeuchtung wiederholt. Als sich nun die ganze in groben Körnern angesetzte Masse in eine pulverichte Substanz umgeändert hatte, wurde sie auf einem Filtro ausgelaugt. Die Auflösung verrieth durch

---

geschickten Analytiker Stromeyer untersuchten glich, nämlich daß er schwefelhaltiges Arsenikaleisen ist.

ihre gelbliche Farbe, daß sie einen Theil oxydirtes Eisen enthalte. Um dieses in oxydulirtes Eisen umzuändern, wurde der Lauge während des Eindampfens etwas zerstückter Eisendraht gegeben *). Sie gab nun nach der Eindampfung und Krystallisation 20,3 Qt. Eisenvitriol.

4. Probirung des Arsenikkieses auf rothen Arsenik.

Es wurden 100 Qt. des gröblich zerstoßenen Arsenikkieses mit 50 Qt. eben so vorbereiteten Schwefelkieses von der Grube Sonnenwirbel vermengt, und in einer kurzhälsigen Waldenburger Retorte mit angestoßener gläserner Vorlage dem Sublimationsprocesse übergeben. Es setzte sich von derjenigen schwarzbraunen Masse, von fast metallischem Glanze und glasigem Bruche, welche man auf den Arsenikwerken rothes Arsenikglas nennt, viel an. Es ist ein Gemenge aus Schwefelarsenik und oxydirten Schwefelarsenik. Um dieselbe völlig in rothen Arsenik, d. i. oxydulirten Schwefelarsenik umzuändern, wurde der Vorlagkolben so weit erhitzt, daß die Masse flüssig wurde und sich am Boden des Kolbens sammelte. Der so entstandene rothe Arsenik, welchen ich in einen Thonscherben ausgoß, wog nebst demjenigen Antheile, welcher noch am Glase zurückhängend verblieb, 37,3 Qt.

Resultate der vorgehenden Proben auf die Bearbeitung dieser Kiese im Großen berechnet.

a. Hundert Centner der in Rede stehenden Kiese würden im Großen in dem Arseniktreibeofen

*) Bey der bloßen Verwitterung in der Luft im Großen würde dieses wegfallen. Zu der Entstehung des oxydirten schwefelsauren Eisens trug die Salpetersäure, welche zur Beschleunigung der Verwitterung hinzugesetzt war, bey.

bearbeitet 27,15 Ctr. desjenigen Handelsprodukts, welches man grauen Arsenik nennt, liefern. Es ist dieses ein Gemenge aus Arsenikmetall mit etwas sauerstoffleeren Schwefelarsenik.

b. Es ließen sich die von dieser Arbeit fallenden Arsenikbrände mit zur Roharbeit auf den Freyberger Silberhütten schlagen. Sie bestehen größtentheils aus Schwefeleisen = FeS^2. 100 Ctr. solcher Rückstände würden etwa 80,5 Ctr. Rohstein liefern. Dessen geringer Arsenikgehalt von etwa 2,5 p. C. würde nicht nachtheilig seyn, da die Kiese der gewöhnlichen Freyberger Rohbeschickung fast alle arsenikalisch sind.

c. 100 Ctr. der Arsenikbrände würden, wenn man sie in großen Haufen einige Jahre lang verwittern ließe, und auslaugte, und diesen Verwitterungs- und Auslaugungsproceß mehrere Male wiederholte, etwa 40 Ctr. grünen Eisenvitriol liefern. Der geringe Arsenikgehalt der Brände ist hier auch ohne nachtheiligen Einfluß wie die Erfahrung auf den obergebirgischen Vitriolwerken, welche ebenfalls Arsenikbrände mit verarbeiten, es lehrt.

d. Aus 100 Ctr. Arsenikkiesen und 50 Ctr. Schwefelkiesen würde man mittelst des Arseniktreibeofens und des Arsenikglasschmelzofens etwa — da es hier ohne Verlust nicht abgeht — 35 Ctr. rothen Arsenik gewinnen können.

e. Wollte man die Arsenikkiese in einem Reverberirofen mit angebrachtem Giftfange unter Luftzutritt abrösten, so würde man, da 75,82 Arsenikmetall 24,18 Sauerstoff, um weißer Arsenik zu werden, bedürfen, aus 100 Ctr. derselben etwa 37 Ctr. Giftmehl, und aus diesen 34 – 35 Ctr. weißen Arsenik erhalten. Dabey verlieren

aber die Rückstände auch ihren Schwefel größtentheils als schwefelichte Säure aufsteigend.

Damit nun meine Leser in den Stand gesetzt werden, die neuern Freyberger Beschickungen der Schmelzarbeiten nebst dem Ausbringen gehörig zu vergleichen, so theile ich die vorzüglichsten derselben ihnen im Folgenden mit. Sie sind mit denen 2ten Theiles der Hüttenkunde ersten Bandes S. 188. 219. 252. 261. 297 u. 324. zu vergleichen.

Freyberger Schmelzbeschickungen und Ausbringen aus der Untermuldner Hütte.

Quartal Luciä 1824.

A. Roharbeit.

1. Beschickung auf einen 10 Wochen lang gegangenen Rohofen.

a. Dürrerze, gemeine.

1119$\frac{1}{2}$ Ctr. mit 199 M. 9 L. 1 Q. Silber

b. Bleyische.

101 Ctr. mit 10 M. 14 L. 3 Q. S. u. 16$\frac{1}{8}$ C. 11$\frac{1}{2}$ Pfd. Bl.

c. Kupfererz.

90$\frac{1}{2}$ Ctr. mit 8 M. 11 L. 2 Q. Silb. 1$\frac{3}{8}$ C. 9 Pfd. Kpf.

d. Silberhaltige Kiese.

1119 Ctr. mit 25 M. 2 L. 3 Q. Silb.

e. Silberfreye Kiese.

171 Ctr.

S. 2601$\frac{1}{2}$ Ctr. m. 244 M. 6 L. 1 Q. S. 16$\frac{1}{8}$ C. 11$\frac{1}{2}$ Pfd. Pl. 1$\frac{3}{8}$ C. 9 Pfd. Cu.

ferner:

64 C. Rohsteingekr. *) 4 M. ⸗ ⸗ ⸗ ⸗ Ag. 6$\frac{3}{8}$ C. 2$\frac{1}{2}$ Pfd. Bl.
2200 C. Bleyschl 17 ⸗ 3 L. ⸗ ⸗ Ag. 44 ⸗ Pl.
400 C. Bleysteinschl. 3 ⸗ 2 ⸗ ⸗ ⸗ Ag. 8 ⸗ Pl.

Summe 268 ⸗ 11 L. 1 Q. Ag. 74$\frac{5}{8}$ C. 1$\frac{1}{2}$ Pfd. Pl. 1$\frac{3}{8}$ C. 9 Pfd. Cu.

*) Von diesem fällt jetzt seit Einführung des Coacksschmelzens wenig.

2. Aufwand an Brennmaterial.

6 Wagen 2 Körbe fichtene Holzkohlen zum Anlassen, Bedecken des Vorheerdes u. s. w.

2041 Dresdner Scheffel Coacks.

5 Körbe Torf zum Abwärmen.

3. Ausgebracht:

1400 Ctr. Rohstein mit	306 M. 4 L.	Ag.	70 C. Pl.
64 " Gekrätz "	4 " " "	Ag.	6⅜ " 2½ Pfd. Pl.
Summe	310 M. 4 L.	"	76⅜ C. 2½ Pfd. Pl.

d. i. Plus *) ohne Abzug des Hüttenqt.	41 M. 3 L. 3 Q.	1¾ Ct. 1 Pfd. Plus an Pl.
Nach Abzug des Hüttenquentchen	3 M. 9 L. 1½ Q. Pl.	

B. Anreicherarbeit,

welche, da die Erzlieferung von den Gruben in Hinsicht ihrer Gehalte es nöthig macht, im Jahre 1824 wieder eingeführt worden ist.

1. Beschickung auf einen 2 Wochen lang betriebenen Ofen.

a. Gemeines Dürrerz.

188 Ctr. mit 50 M. 2 L. 1 Q. Ag.

b. Bleyisches Dürrerz.

46 Ctr. mit 11 M. 8 L. " " Ag. 7¼ C. 11 Pfd. Pl.

c. Silberkies.

67 Ctr. mit 2 M. 5 L. 3 Q. Ag.

S. 301 C. Erz m. 64 M. " " " " Ag. 7¼ C. 11 Pfd. Pl.

ferner:

250 C. geröst. Rohst.	46 M. 14 L. " "	Ag.	12½ C.	Pl.
24 " Gekrätz "	1 " 8 " " " "		2⅜ "	2½ Pfd. Pl.
504 " Bleyschlacken	3 " 15 " " "	Ag.	10 "	8 " Pl.
34 " gep. Quarz **)				
Summe	116 M. 5 L.	Ag.	32¼ C.	9 Pfd. Pl.

*) Dieses Plus rührt von den Remedien bey dem Probieren her. s. Hüttenkunde Th. II. B. 1. S. 110.

**) s. oben S. 263.

2. Brennmaterialaufwand.

2 Wagen fichtene Holzkohlen.
386 Scheffel Coacks.
1 Korb Torf.

3. Ausbringen.

280 C. Anreicherstein mit 122 M. 8 L. Ag. 16¾ C. 5 Pfd. Pl.
16 » Gekrätz » 1 » » » Ag. 1½ » 10 » Pl.

Summe 123 M. 8 L. Ag. 18⅜ C. 2½ Pfd. Pl.

Plus an Silber ohne
Abzug . . . . mit 7 M. 3 L. Ag. 13¾ C. 6 Pfd.
Plus an Silber nach Bleyverlust.
Abz. des Hüttenqt. mit 2 M. 7 L. 3 Q. Ag.

C. Bleyarbeit.

1. Beschickung auf einen Bleyofen auf einen 12 wöchentlichen Gang.

a. Gemeines Dürrerz.

328⅜ C. 4 Pf. ger.*) m. 167 M 6 L. Ag.

b. Bleyisches Dürrerz.

451¼ C. » » ger. m. 354 M. 12 L. 3 Q. Ag. u. 72⅛ C. 7½ Pf. Pl.

c. Gerösteter Glanz.

666⅝ C. » » ger. m. 238 M. 5 L. 1 Q. Ag. u 273⅝ C. 3¾ Pf Pl.

1446¼ C. 4 Pf. Erz m. 760 M. 8 L. » » Ag. u. 345¾ » 11¼ Pf. Pl.
Uebermärkige Lothe**) 2 » 13 » Ag.

ferner:

1140 C. ger. Rohst. m. 249 M. 6 L. » » Ag. » 57 C. » » Pl.
63¾ C. Werkbl.***) m. 38 » 6 » » » » » 63½ » 5⅞ Pf. Pl.
350 C. Frischglätte m. . . . . 297½ » Pl.
193¼ C. Scheidegl. m. . . . . 154½ » 10 Pf. Pl.
164 C. Heerdgl. m. 10 M. 4 L. » » Ag. » 114¾ » 5 » Pl.
41⅞ C. desgleichen m. ohne Silber 29¼ » 6¼ Pf. Pl.
48 C. Gekrätz m. 4 M. 8 L. » » Ag. » 7⅝ » 7½ Pf. Pl.
180 C. Halsbr. Schl.

Summe 1065 M. 13 L. u. 1069¾ Ctr. Pl.

---

*) Nämlich roh wogen sie 328 3/8 Ctr. 4 Pfd. Wie sie sich in Hinsicht auf Gewichtsveränderung nach der Röstung verhalten, ist noch nicht bestimmt.

**) s. Remedia.

***) Ist armes Werkbley von der Bleysteinarbeit und von dem Bleystein zu verändern.

2. Brennmaterialaufwand.

14 Wagen 6 Körbe weiche Holzkohlen.
1517 Scheffel Coacks.
6 Körbe Torf.

3. Ausbringen.

$987\frac{7}{8}$ C. Wrkbl. m. 1032 M. 8 L. = = Ag. u. $982\frac{5}{8}$ C. $8\frac{3}{4}$ Pf. Pl.
180 = Bleyst. m. 33 = 12 = = = Ag. = 36 = = = Pl.
43 = Gekrätz m. 4 = 8 = = = Ag. = $7\frac{1}{8}$ = $7\frac{1}{2}$ = Pl.
2410 = Schl. m. 18 = 13 = 1 Q. Ag. = $48\frac{1}{8}$ = $7\frac{1}{2}$ = Pl.

Summe 1089 M. 9 L. 1 Q. Ag. u. 1074 C. $11\frac{1}{4}$ Pf. Pl.
Plus an Silber ohne Abzug 23 = 12 = 1 = Ag. = $4\frac{1}{4}$ = Verl. an Pl.
Nach Abzug des Hüttenqt. 1 = 2 = 3 = Plus.

D. Abtreiben.

1. Vorlaufen auf 4 Wochen bey 17 Treiben.

a. Dürrerz.
= = $\frac{3}{4}$ Pfd. mit 1 M. 5 L. = gr. Ag.

b. Werkbley.
1709 C. = = m. $1698\frac{7}{8}$ C. $1\frac{3}{8}$ Pf. Pl. 2173 = 5 = 3 = =

c. Metall vom Anquicken.
102 M. 15 Lt. . . . 77 = 1 = $2\frac{3}{4}$ = =

Summe $1698\frac{7}{8}$ C. $1\frac{3}{8}$ Pf. Pl. 2251 M. 12 L. $1\frac{3}{4}$ gr. Ag.

2. Aufgang.

$6\frac{1}{4}$ *) Schrg. $\frac{6}{4}$ elliges Floßholz zu
170 Ctr. Kalkmergel.

3. Ausbringen.

Blicksilber.	Brandsilber.	Feinsilber.
2372 Mrk. 5 Lt.	2250 Mrk. 1 gr.	2219 Mrk. 2 Lt. $\frac{3}{4}$ gr.

322 C. Heerd m. $225\frac{3}{8}$ C. $2\frac{1}{2}$ Pfd. Pl. 21 Mk. 5 L. = gr. Ag.
45 = rothe Gl. m.
71 = gelbe Gl. m. } $155\frac{1}{2}$ = 5 = = = = = = = = =
67 = schw. Gl. m.
861 = Frischgl. mit $731\frac{3}{4}$ = 10 = = = = = = = = =
359 = Scheidengl. m. $247\frac{1}{8}$ = $7\frac{1}{2}$ = = = = = = = = =
87 = Abstrich mit $61\frac{7}{8}$ = $2\frac{1}{2}$ = = = = = = = = =

Summe $1460\frac{7}{8}$ C. $2\frac{1}{2}$ Pfd. Pl. 2240 M. 7 L. $\frac{3}{4}$ gr. Ag.
Minus 11 Mrk. 4 Lt. 2 gr. Ag. u. $237\frac{7}{8}$ Ct. $11\frac{3}{8}$ Pfd. Pl.

*) Ist zu wenig Holz in Ansatz und daher durchschnittlich auf jedes Treiben 7/8 Schragen Holz in Ansatz zu bringen.

α. Abtreiben.

1. Vorlaufen auf 4 Wochen bey 9 Treiben.

$910\frac{1}{4}$ C. Werkbley mit $905\frac{1}{4}$ Ctr. $6\frac{3}{4}$ Pfd. Pl. 987 M. 7 L. Ag.
Sec. perse.

2. Aufgang.

$3\frac{3}{8}$ Schrg. $\frac{6}{4}$elliges Floßholz und
99 Ctr. Kalkmergel.

3. Ausbringen.

Blicksilber	Brandsilber	Feinsilber
1036 M. 13 Lt.	986 M. 15 Lt. 2 gr.	972 M. 7 Lt. $\frac{1}{2}$ gr.
164 C. Heerd	m. $114\frac{3}{4}$ C. 5 Pfd. Pl.	10 „ 4 „ „ „
20 „ rothe Gl. „ }		
21 „ gelbe dgl. „ }	$105\frac{3}{8}$ „ $2\frac{1}{2}$ „ „	„ „ „ „ „ „
83 „ schwarze dgl. „ }		
430 „ Frischglätte „	$365\frac{1}{2}$ „ „ „ „	„ „ „ „ „ „
185 „ Scheidengl. „	148 „ „ „ „	„ „ „ „ „ „
47 „ Abstrich „	$32\frac{7}{8}$ „ $2\frac{1}{2}$ „ „	„ „ „ „ „ „
	Summe $766\frac{1}{2}$ C. 10 Pfd. Pl.	982 M. 11 L. $\frac{1}{2}$ gr. Ag.

Minus 4 Mrk. 11 Lt. $3\frac{1}{2}$ gr. Ag. $138\frac{5}{8}$ Ctr. $9\frac{1}{4}$ Pfd. Pl.

E. Bleysteinarbeit.

1. Beschickung über einen Hohofen auf eine Woche.

460 Ctr.	Bleystein	mit	92 C. „ „ Pl.	86 M. „ „ Ag.
70 „	Frischglätte	mit	59 „ „ „ „	„ „ „ „ „
36 „	Heerd	mit	25 „ $7\frac{1}{2}$ Pfd. „	2 „ 4 Lt. „
24 „	Gekrätz	mit	$3\frac{1}{2}$ „ 10 „ „	1 „ 8 „ „
165 „	Halsbr. Schl.	mit	„ „ „ „ „	„ „ „ „ „
		Summe	$180\frac{1}{4}$ C. 5 Pfd. Pl.	89 M. 12 L. Ag.

2. Aufgang von Brennmaterial.

2 Wagen weiche Scheitholzkohlen,
124 Scheffel Döhlner- und
137 „ Potschappler Coaks.

3. Ausbringen.

$119\frac{7}{8}$ C.	Werkbley	mit	$119\frac{1}{2}$ C.	6 Pfd. Pl.	63 M.	=	=	Ag.
160 =	Kupferstein	=	= =	= =	30 =	=	=	=
24 =	Gekrätz	=	$3\frac{1}{2}$ =	10 = =	1 =	8 L.		=
400 =	Schlacken	=	8 =	= = =	3 =	2 =		=
		Summe	$131\frac{1}{8}$ C.	$3\frac{1}{2}$ Pfd. Pl.	97 M.	10 L.		gr.

daher:
Plus 7 Mrk. 14 Lt. Ag.
Minus $49\frac{1}{4}$ Ctr. $1\frac{1}{2}$ Pfd. Pl.

F. Schwarzkupferarbeit.

1. Beschickung auf einen eine Woche lang betriebenen Hohofen.

$568\frac{3}{4}$ Ctr.	Kupferstein	mit	100 Mrk.	14 Lt.	3 gr.	Ag.
172 =	Kupferleeg	=	32 =	4 =	= =	=
330 =	Halsbr. Schlacken	=	= =	= =	= =	=
		Summe	143 Mrk.	2 Lt.	3 gr.	Ag.

2. Aufgang an Brennmaterial.

4 Wagen gebirg. weiche Scheitholzkohlen.
282 Scheffel Döhlner Coacks.

3. Ausbringen.

$194\frac{3}{4}$ Ctr.	24 Pfd.	Schwarzkupfer	mit	142 M.	12 Lt.	3 gr.	Ag.
$112\frac{1}{2}$ =	$5\frac{3}{4}$ =	Gaarkupfer	=	= =	= =	= =	=
192 =	= =	Kupferleeg	=	30 =	= =	= =	=
672 =	= =	Kupferschlacken	=	2 =	10 =	= =	=
			Summe	175 M.	6 Lt.	3 gr.	Ag.
			Plus	32 =	4 =	= =	=

Nota. Da nun zu dieser Arbeit $24\frac{1}{2}$ Ctr. von Gekrätzschmelzern erkaufter Kupferstein genommen wurde, so ist auf jeden Ctr. desselben 1 Qt. Silber zu berechnen, welches 6 Lt. $\frac{1}{2}$ gr. beträgt, und daher von den obigen Plus an 32 Mrk. 4 Lt. abzuziehen ist; es bleibt demnach ein Plus bey dieser Arbeit von 31 M. 13 L. $3\frac{1}{2}$ gr.

G. Glättanfrischen.

Es wurden 560 Ctr. Glätte über zwey Hohöfen verfrischt. Dabey gingen auf, 9 Wg. 2 Kb. Holz- und Stock-

kohlen. Man erhielt 464¼ Ctr. ungesaigert Frischbley und 95 Ctr. Schlacken. 100 Ctr. Glätte gaben mithin 82,9 Ctr. Bley und bedurften 19,64 Kb. Kohlen zur Reduction.

Von diesem Bley saigerte man 439 Ctr. mit ¾ Schragen weichem Holze und erhielt 426 Ctr. 109 Pfd. gutes Frischbley zum Verkauf, nebst 12 Ctr. zurückbleibenden Saigerdörnern.

100 Ctr. ungesaigertes Frischbley gaben also 97,06 Ctr. gesaigertes und 2,7 Ctr. Saigerdörner.

H. Abstrichanfrischarbeit. *)

1. Beschickung über einen Hohofen.

1360¼	Ctr.	Abstrich	mit	952⅛	Ctr.	5	Pfd.	Pl.
17½	=	Heerd	=	12¼	=	=	=	=
11	=	Scheidenglätte	=	8¾	=	5	=	=
21	=	Saigerdörner	=	12½	=	10	=	=
58	=	Schrothgekrätz	=	23⅛	=	7½	=	=
360	=	Bleyschlacken	=	7⅛	=	7½	=	=
56	=	Eisenfrischschlacken	=	=	=	=	=	=
30	=	gepochter Quarz	=	=	=	=	=	=
			Summe	1016⅛	Ctr.	10	Pfd.	Pl.

2. Aufgang an Brennmaterial.

32 Wagen gebirg. weiche Scheitholzkohlen.

3. Ausbringen.

920	Ctr.	ungesaigert Abstrichbley	mit	920	Ctr.	Pl.
16	=	Bleystein . .	=	8	=	=
			Summe	928	Ctr.	Pl.

Verlust 88⅛ Ctr. 10 Pf. Pl.

*) Dieses ist das oben S. 49. erwähnte Versuchschmelzen des Hrn. Hüttenmeisters Oeser. Ich habe schon erwähnt, daß das Abstrichbley zwar ärmer am Arsenik aber dafür eisenhaltig ausfiel. Dieser Versuch wird gelegentlich mit einigen Abänderungen zu wiederholen seyn.

Supplemente

zum

zweyten Bande zwölften Theiles

der

allgemeinen Hüttenkunde.

Die Harzer, Rothenburger und Thüringer Hüttenprocesse betreffend.

Da ich in neuern Zeiten nicht so glücklich seyn konnte, den Harz zu bereisen, so theile ich meinen Lesern folgende, mir durch Hrn. Amalgamirprobirer Schneider eingereichte Notizen über die Veränderungen, welche die genannten Hüttenprocesse, seitdem ich sie sahe, erlitten haben, mit. Dieser thätige junge Hüttenmann bereisete den Harz und seine Umgebungen im Jahre 1823 in Gesellschaft und unter der Leitung unsers Hrn. Oberhüttenvorstehers Wolf. Unter dieser Leitung und wegen der gütigen Aufnahme, welche den Herren Reisenden zu Theil wurde, stehe ich nicht an, folgende Bemerkungen als wesentliche Vervollkommnung meiner ältern Beschreibung jener Processe, hier einzuschalten.

Aus den Reisenotizen von 1823.

zum zweyten Bande

der allgemeinen Hüttenkunde.

Aufbereitung der Erze S. 11. Beym Ausschlagen der groben Erzwände erhält man außer den Stuff-Scheide-Erz und Pochgänge noch eine Sorte Gänge, welche man Schurerz nennt. Die klaren Pochgänge werden durchgängig durch die an jedem Pochwerke außen angebrachte und durch die Stempelwelle bewegte Rätterwerke geworfen, diese Rätter hängen in schiefer Richtung übereinander, werden an dem einen Ende durch die Pochwelle und dessen Zwischengeschirr gehoben, das andere Ende hängt in Zapfen, das bewegliche schlägt nach jedem Rückfalle auf einen Kloß. Auf den obern groben

Rätter wird das Grubenklein geschüttet, das darüber laufende Wasser und die Stoßbewegung des Rätters spielen das Aufgeschüttete ab, die groben Wände rollen auf die davor angelegte Klaubebühne, das klare fällt auf den untern feinern Rätter. Was über den zweyten Rätter herunter rollt, wird durch ein Handsieb gesetzt, das dabey fallende Faßerz wird mit den durch diesen Rätter gegangenen und in der Mehlführung aufgefangenen röschen Schlich auf Schlämmgräben geschlämmt. Bey den Klaubarbeiten der geläuterten Gänge erhält man, Stuff-Schurerz und gemeine Pochgänge. Schurerze werden alle für sich naß verpocht, man pocht sie röscher und wendet dabey die Cirkulationswasser an, auch beym Verwaschen der Schlämmvorräthe von diesen Schurerzpochen wendet man in dem ersten Thalpochwerke bey Clausthal die Cirkulationstrübe an. Man pocht hier durchaus über den Spund, das Unterschuren geschieht durch einen Pochjungen. Das Aufbereiten der Mehlvorräthe geschieht größtentheils über Schlämmgräben, Kehr- und Planheerde, bloß in der neuen Dorotheer Wäsche sind kleine (Sichertröge) und große Stoßheerde erbauet, man scheint von letzteren keine immerwährende Anwendung machen zu können, weil öfters die Aufschlagewasser dazu mangeln.

Anlieferung der Erze S. 13. Das Verwiegen geschieht nach dem Ctr. zu 110 Pfd. Cöll. Ein Rost Stuffschlich wird naß zu 35 Ctr. und trocken zu 37 Ctr. gerechnet. Bey der Annahme der Erze sind folgende Unteroffizianten angestellt, als: der Schlichaufseher, der Schlichwäger und der Näßprobirer, der erste führt die Manuale, ordnet die Proben, unter seiner Aufsicht werden die Probenbüchsen gefüllt, der zweyte ist bloß beym Ver-

wiegen selbst, und der dritte hat die Proben zu trocknen und die Nässe abzuziehen.

Die Schlich- oder Erzwaagen werden, je nachdem die Felder im Magazin leer sind, fortgehangen, und sind zu diesem Behuf mehrere Aufhängehaken an der Decke des Magazins angebracht.

Probiren der Schliche. S. 21. Da alle Schliche Bley halten, so wird jede Probe erst auf Bley angesotten, der gefundene, gewogene Bleykönig wird dann, um den Silbergehalt zu erfahren, auf der Kapelle abgetrieben. Ein Probircentner Schlich wird mit 3 - 4 Ctr. kalcinirter Pottasche beschickt, mit abgeknisterten Kochsalz bedeckt, und in solchen _/ Tiegeln ohne Deckel unter der Muffel angesotten. Man setzt in einen Muffelofen 30 - 60 solcher Tiegel ein, werden aber doppelt übereinander gesetzt. Die Proben kommen in eine hochrothglühende Muffel, stehen ungefähr 10 Minuten zum Anwärmen, dann wird $\frac{1}{2}$ Stunde lang die Muffelöffnung zugestopft, d. h. heisgethan, nach dieser Periode wird 5 - 8 Minuten die Muffel geöffnet, die Proben dampfen sehr heftig, es verflüchtigt sich ein Theil des Schwefels, der andere Theil bildet mit dem Kali die Schwefelleber, das frey gewordene metallische Bley schlägt sich im Tiegel nieder. Nun folgt $\frac{1}{4}$ Stunde lang Heisthun, wo dann die Proben herausgehoben und zur Erkaltung hingestellt werden. Die eigentliche Silberprobe auf den Ansiedescherben kommt bloß bey Differenzen vor.

Beschickung S. 31. Die Norm beym Entwerfen derselben ist das Verhältniß der in Lieferung stehenden Erzquanten, welche gegenwärtig aus $\frac{2}{3}$ Erze aus dem Burgstädter- und $\frac{1}{3}$ Erze aus dem Thurmrosenhöfer- und Zellerfelder Zuge bestehen. Jede Wasche oder Beschickung besteht aus 30 Rö-

sten trocknen und nassen Schliche à Rost 34 Ctr. Jeder Rost wird mit 20–24 Ctr. Steinschlacken, 4–6 Ctr. Heerd und unreine Glätte, 2 Ctr. Abstrich und $3\frac{1}{2}$ Ctr. Eisengranalien noch in derselben Ordnung wie S. 38 angegeben geschichtet, und in 24 Stunden beym einförmigen, in 16–20 Stunden beym zweyförmigen Hohofen durchgesetzt, der Aufgang an Kohlen beträgt 20–24 Maaß à 10 Kbkfß. Vielfältige Versuche haben gelehrt, daß ein einförmiger Ofen fast eben so viel wegsetzt als der zweyförmige, höchstens bringt man es mit diesen nur zu $1\frac{1}{2}$ Rost in 24 Stunden. Der Satz ist bey dem einförmigen ungleich regelmäßiger als bey dem zweyförmigen, bald setzt man bey letztern zu einem Füllfaß Kohlen auf die eine Form 3, und auf die andere 4–5 Tröge Beschickung, nie hat es der Schmelzer bey der größten Aufmerksamkeit in seiner Gewalt, so daß eine Schichtsäule immer gegen die andere zu weit vorwärts im Schmelzen ist. Auch fallen gewöhnlich die Werke steinigter und die Schlacken sehr unrein aus, und der Kohlenverbrand ist auf eine gleiche Schmelzmasse gegen den einförmigen berechnet immer größer. Alle hiesige Hüttenoffiziānten stimmen für die einförmigen Oefen; von den dreyförmigen und mehr als 22′ hohen Oefen ist man ganz zurückgekommen. Holzkohlen von allen Gattungen sind nach den bisjetzt gemachten Versuchen und Erfahrungen bey dieser Schlicharbeit das beste Brennmaterial. Angeblich haben Versuche mit Coacks bewiesen, daß unzersetzte Coacks mit den Schlacken herausgekommen sind, welche ganz mit Bley durchdrungen und überzogen waren. Die Ursache mag wohl die Leichtflüssigkeit der Schliche seyn, welche schon über den Schmelzraum anfangen zu sintern, die Coacks überziehen und dadurch die Einwirkung des Gebläses zur Zersetzung der Coacks

unmöglich machen. Man zieht das Gebläse mit 2 hölzernen Balgen allen andern Gebläßmaschinen, als Kasten- und Cylindergebläse vor, und man war willens, die noch bestehenden 2 Kastengebläse künftig abzuwerfen, was jezt 1825 vielleicht schon geschehen seyn kann. Die Reparaturen bey künstlicheren Gebläsen als die Balgen erfordern zu viel Zeit, wobey der Ofen die Hitze verliert, wohl gar ins Stocken kommt und ein unzeitiges Ausblasen veranlaßt wird, auch von dem Schmelzer nicht selbst verrichtet werden kann, was vorzüglich zur Nachtzeit großen Aufenthalt macht. Die Windzuführung ist hier durchgängig mit Regulaterkasten und ledernen Düsenschläuchen vorgerichtet.

Rösten des Schlichsteins S. 44. Der zerkleinte Stein wird auf 1 Roßbette von 24 Quadratfuß gebracht, welches aus Scheit- und Waasenholz aufgeschichtet ist, darauf kommen 800 bis 1000 Ctr. Stein. Diese Haufen brennen unter Bedachung mit 3 bis 4 Feuern in Zeit von 10 bis 12 Wochen gut. 100 Ctr. Stein erfordern 10 bis 12 Malter à $3\frac{3}{4}$ Cubikfuß Holz.

Steindurchstechen. S. 45. 48. 49. u. 51. Diese Arbeit geschieht über Krummofen unter Anwendung von Coacks mit untermengten Fichtenzapfen. 1 Rost gerösteter Stein ist 32 Ctr. wird beim ersten Durchstechen mit 10 bis 11 Ctr. armen Schlich (unter 30 Pf. Bleygehalt) 2 Ctr. klarer Stein, 40 Ctr. unreine Schlichschlacken, 2 Ctr. Frischschlacken, 3 Ctr. Eisengr. und 2 Ctr. Glätte. Diese Beschickung wird in 24 bis 30 Stunden durchgesetzt, und 9 Maas Kohlen (die Coacks und Zapfen zu Kohlen gerechnet) dabey consummirt. Ausbringen:

14 - 16 Ct.	Werke,	à $3\frac{1}{2}$ - 4 Lt.	W.	
12 - 14 =	Stein,	à 2 - $2\frac{3}{4}$ =	= 30 - 35 Pf.	h.
40 - 50 =	Schlacken,	à - $\frac{1}{4}$ =	= 6 - 10 =	=

Auf 1 Rosthaufen beym Zubrennen dieser Steine kommen 400 Ctr. Stein, wird 2mal gewendet, dann ins 2te Durchstechen genommen. Die hiervon erhaltenen Werke differiren im Silbergehalt nicht viel vom ersteren. Der nachher zugebrannte Stein kommt nun in ein 3tes, 4tes auch wohl 5tes Durchstechen, man treibt diese Wiederholung so weit, bis der Stein als Kupferstein abgesetzt, dann geröstet und auf Schwarzkupfer verarbeitet werden kann. Das Beschicken geschieht Rost für Rost mit Schlich- Stein- und Frischschlacken, auch wohl etwas bleyische Vorschläge, mit dem Eisenzuschlag geht man nach und nach pro Rost bis auf 1 Ctr. herunter, damit der endliche Kupferstein ein nicht so eisenreichhaltiges Schwarzkupfer giebt.

Abtreiben der Werke. S. 53. Die Treibeheerde sind 10′ im Durchmesser, die Kranzhöhe 4′ 4″, darauf liegt der unbewegliche Treibehut von 8′ Durchmesser, und 21″ Tiefe, Höhe vom Aschenheerde bis zur Unterfläche des Treibehuts 6′ 4″. Der Heerd wird von ausgelaugter Holzasche ohne Kalkzusatz, welche man theils von Seifensiedern beziehet, theils auf den Hütten sammelt, beynahe 1′ stark geschlagen, wozu 40 Himbten = $10\frac{2}{5}$ Dresd. Scheffel gebraucht werden. Man rechnet auf 1 Ctr. zu vertreibendes Werk 1 Kopf, d. h. ein kleines Schienfaß voll Asche, welcher $\frac{1}{4}$ Himbt. ausmacht, 1 Himbt. ist ziemlich $4\frac{1}{16}$ Dresd. Scheffel. Man treibt hierauf 160 Ctr. Werke in Zeit von 32 bis 34 Stunden ab. Ausbringen:

40 — 42 Mrk. Blicksilber, à $14\frac{1}{2}$ — 15 Lt. Feinsilber,
90 — 95 Ctr. Glätte, größtentheils roth,
45 — 50 „ Heerd,
16 — 20 „ Abstrich,
6 — 10 „ unreine Glätte.

Holz verbrannt auf 1 Treiben = 6 Schck. Waasen, = 564 Cubk. Fß. Der Abstrich läuft nicht selbst

durch die Glättgasse, sondern wird gezogen, weil er sonst wenn er dünner gefeuert würde, zu sehr in die Brust eindringt.

Raucharbeit. S. 63. Es werden jährlich auf der Frankenscharrner Hütte gegen 300 Röste Rauch à 32 Ctr. nach und nach rostweise mit $\frac{1}{3}$ Krätzschlich, welcher aus aufbereiteten Ofenbrüchen, alten Oefen und Mauerwerk besteht, und 48 Ctr. Steinschlacken beschickt, und in einem einform. Ofen verschmolzen. Die Arbeit geht sehr streng, giebt ein sprödes Werkbley und eine räucheriche klumpichte Schlacke.

Frischarbeit. S. 57. Das Glättanfrischen geschieht in einem Krummofen welcher um 1' niedriger als bey den zum Steinarbeiten ist. Man hat in Erfahrung gebracht, daß der Frischproceß so schnell als möglich betrieben, und bey der Gicht dunkel gehalten werden muß, um mit dem kleinsten Bleyverbrande zu arbeiten. Jeden Tag in der Woche wird der Anfang des Frischens früh um 4 Uhr gemacht, und muß der Frischer in jeder Schicht 200 Ctr. Glätte verfrischen, davon 80 Stücken Bley à $1\frac{3}{4}$ Ctr. oder 140 Ctr. gutes Frischbley ausbringen, wozu 10 bis 11 Stunden Zeit nöthig sind. 100 Ctr. Glätte geben nach angenommenen und auf Erfahrung gestützten Principien incl. des Bleyschaums, welcher für sich zu Gute gemacht, das Bley diesen Ausbringen angerechnet wird, 88 bis 89 p. C. Bley, wobey 250 Cubf. Fß. Kohlen erforderlich sind.

Schmelzen mit Astholz. S. 64. Sind keine Versuche wieder gemacht worden. Man nimmt aber jetzt das stärkere Waasenholz in die Kohlenmeiler.

Feinbrennen der Blicksilber. S. 66. Jede Hütte erhält die beym Feinbrennen ihrer Silber entstandenen Teste wieder zurück, nur die Andreasberger Teste werden auf der Frankenscharrner Hütte zu Gute

gemacht, und das Silber jener Hütte zugerechnet. Ein unter einer Esse befindliches 4′ hohes Gemäuer enthält die Zellen für 9 Muffeln, welche durch eine 6″ starke Mauer von der Brandmauer getrennt, und einen Zwischenraum von 6″ bildet, in den die Züge von jeder Muffelzelle geführt sind. Bey der Besichtigung des Brennhauses wurden d. 12. Aug. 1823 von früh 6 bis Vormittags 10½ Uhr also in 4½ Stunde auf 7 Testen 621 Mrk. 8 Blicksilber, als: 460 M. 3 Lt. von der Frankenscharrner- auf 5 Testen, und 161 M. 5 Lt. von der Altenauer Hütte auf 2 Testen vertheilt, fein gebrannt.

Der 4te Absatz Seite 66. muß heißen: wenn in einer Woche nicht über 500 Mrk. Brandsilber abgeliefert werden, bekommt der Brenner für die Mark 9 Pf., bey 5 bis 600 Mark wöchentlicher Lieferung 7¾ Pf., und kommt das Ausbringen à Woche über 600 Mark nur 6¾ Pf. pro Mark Gedinggeld, dafür ist er gehalten seinen Gehülfen für 1 Brennschicht 1 Rthlr. zu bezahlen, Kohlen, Gezäh und andere Geräthschaften selber anzuschaffen, bloß Testpfannen, Reparaturen der Oefen und des Gebäudes werden von den Hütten besorgt. Die Muffeln bezieht man von Goslar, das Stück wird incl. Fracht mit 3 Ggr. bezahlt.

Altenauer Silberhütte. S. 70. Der Hüttenraiter nimmt bey der Repartion der Erzlieferung vorzüglich darauf Rücksicht, daß die kupferkiesigen Erze alle zu dieser Hütte kommen, die Grube St. Lorenz am Anfange des Burgstädter Zuges liefert jetzt bedeutende Quantitäten an Kupferkies. Letztere Erze werden in Stuffen schwach geröstet, dann übern Krummofen auf Stein verschmolzen, welcher nachher auch schwach geröstet und wieder durchgestochen wird. Der nun fallende Kupferstein bekommt nun 6 bis

starke Feuer, um denselben nachher mit den Schwarzkupfern von der gewöhnl. Arbeit auf Schwarzkupfer durchzuschmelzen.

Die gesaigerten oder entsilberten Schwarzkupfer werden wegen ihres Eisen- und Spiesglasgehaltes vor dem Gaaren verblasen. Der Spleisheerd ist einem Treibeheerde ähnlich, den Kannen gegenüber sind 2 Stichöffnungen angebracht, vor welchen 2 Stichheerde 1½' hoch erhaben über der Hüttensohle liegen. Auf einem Heerde von schweren Gestübbe geschlagen, kann man 40 Ctr. Schwarzkupfer in Zeit von 16 Stunden bis auf 26 Ctr. raffinirtes Schwarzkupfer verblasen. Die Schlacken zieht man unter Einstreuung klarer Kohlen mit einer Krücke aus der Oeffnung neben dem Windofen, in welchen mit Waasenholz gefeuert wird, heraus. Nach dem Abstechen müssen die Kupfer sogleich in Scheiben gerissen werden, weil solche nach dem Erkalten ihre metallische Zähigkeit annehmen, welche das Zerstücken schwierig macht. Der Gaarmacher erhält für ein solches Verblasen 2 Rthlr. con. wozu er auch noch einen Handlanger beym Heerdmachen erhält, der für sich verlohnet wird. Das Zerschlagen der raffinirten Kupferscheiben verrichten 8 Tagelöhner, wofür à Mann 2 Ggr. bekommt.

Die Verblaseschlacken kommen beym 3ten Steindurchstechen von der gewöhnl. Arbeit auf die Schicht. Beym Abtreiben der Saigerwerke fällt fast lauter rothe Glätte, welche durch eine Maschine gesiebt wird. Für solche klare Glätte bezahlt die Berghandlung à Ctr. 10 Ggr. mehr. Das Gebläse für 2 Schlichöfen besteht aus 4 Kasten, welche den Wind in einen gemeinschaftlichen Regulator pressen, und führen durch lederne Schläuche die Luft eindüsig in die Oefen. Die übrigen Windmacher sind hölzerne Blasebälge. Das Brennmaterial beym Schlicharbeiten ist Holz-

kohle, beym Durchstechen der Steine Coacks mit Quendelkohlen untermengt.

Lautenthaler Silberhütte. S. 75. Die Anlieferung der Schliche von den Lautenthaler Gruben geschieht in Rösten zu 40 Ctr., aus den Zellerfelder Revier und Bockswieser Zug auch zu 37 Ctr. nassen Schlich à Rost wie zu Clausthal. Die großen Beschickungen oder Maschen werden hier 16 Röste und 32 Ctr. trockner Schlich stark gemacht, dann jede Masche in 16 gleiche Theile getheilt, jeder Theil oder Rost wird auf einmal aufgelaufen mit 3 Ctr. Eisengranalien, unreinen Schlich- u. Steinschlacken über 22′ hoche Höhe durchgesetzt. Der ganze Schmelzproceß zerfällt hier in die Bleyarbeit und Kupferarbeit. Der Kupferkies wird einmal zugebrannt, dann übern Krummofen mit Coacks durchgeschmolzen, der gefallene Kupferstein wird durch wiederholtes Rösten und Durchstechen bis zu Schwarzkupfer concentrirt, dann wegen des geringen Silbergehaltes ohne den Saigerproceß zu passiren gleich auf die Gaare gearbeitet. Diese nennt man gute Kupfer, hingegen die von der Bleyaufarbeit fallenden welche gefrischt und gesaigert werden heißen Krätzkupfer, letztere müssen wegen ihres Glimmers öfters 2 mal gegaaret werden, welches hier auch auf dem kleinen Gaarheerd geschieht. Die Werkbleytreiben werden jetzt 120 Ctr. stark gemacht, und zwar unter gemauerten Kuppeln, ein solches Treiben bringt aus:

20 — 24 Mrk. Blicksilber,
70 — 78 Ctr. Glätte,
28 — 30 „ Heerd,
8 — 10 „ Abstrich.

Das Rösten der Schliche in Reverberiröfen findet gar nicht mehr statt.

St. Andreasberger Schmelzproceß. S. 85. Beschickung der armen Schlicharbeit:

34 Ctr.	Erz,
40—48 "	Schlacken,
10—18 "	Heerd,
10—14 "	Abstrich und
3 "	Eisengranalien.

Zur reichen Schlicharbeit nimmt man weniger Eisen.

Seite 102. Das Ausbrechen des Darrens geschieht im Glühzustande, die Darrlinge werden glühend ins Wasser geworfen, damit sich der Pickschiefer leicht ablöset.

Seite 103. Der kleine Gaarheerd in dem neuen Hüttengebäude hatte die Einrichtung erhalten, daß künftig die Gaarkupfer abgestochen werden können.

Abtreiben der Werke. S. 104. Der Treibeheerd ist nach Tarnowitzer Art eingerichtet, indem das Schurloch mit einer Rauchesse versehen ist, auch ist der bewegliche eiserne Treibehut hier eingeführt, und man ist geneigt den obern Kranz noch niedriger und den Hut flacher zu machen. Es werden 90 Ctr. Werke auf einmal abgetrieben, davon fallen:

45, 60—100 Mrk.	Blicksilber,
25— 30 Ctr.	Glätte,
35— 40 "	Heerd, und
35— 40 "	Abstrich.

Im Jahre 1823 ist ein neues Hüttengebäude um die alte Hütte herum erbauet worden, und stellt ein sehr schönes massives Gebäude dar, das Innere ist nun sehr geräumig, überall völlig Licht und regelmäßige gutgeordnete Räume, sie enthält 5 Schlichofen, 1 Frischofen, 1 kleinen Gaarheerd, 1 Darr- und 2 Saigerofen. Das Gebläse in dieser Hütte besteht durchgehends aus neuen hölzernen Balgen, welche alle mit Bleyweißfirniß angestrichen sind. Die Balanciers gehen in Walzen, wodurch das Auf- und

Niederziehen der Balgen sehr sicher ohne Kraftverschwendung erfolgt. Jedes Paar Balgen hat einen Windkasten, und die Luftzuführung ist eindüsig eingerichtet.

Unterharzer Schmelzproceß. S. 110 u. 111. Die geförderten Erze bestehen aus Stuffen und Brandstaub. Die Stuffen werden auf der Halde ausgeschlagen, und in Faustgröße an die Hütten geliefert. Der Brandstaub kommt in das nahe belegene Waschwerk, wird zuförderst über einen schief und fest gestellten Durchwurf geworfen, was darüber herunter rollt kommt auf die Läuterbühnen oder Gefälle, wird mittelst darüber laufenden Wasser abgespült und dann ausgeharkt. Bey dieser Arbeit entsteht grober und kleiner Kern. Die darin sichtbaren Kupfererze werden sorgfältig ausgeklaubt und zu dem Stuffkupfererz gestürzt. Das durchgefallene Klare wird in den Durchlaß gebracht, geschaufelt, dabey von dem hereingeschlagenen Hellwasser abgespült; zuletzt wird dieser Vorrath mit Handsieben gesetzt, im Siebe bleiben die Gräupel, im Faß ist der Setzschlich.

S. 112. Die reichern Bleyerze werden an die Frau Sophien- und Herzog Julius-Hütte, die ärmern Bley- und sämmtliche rammelsberger Kupfererze an die Frau Marien Saigerhütte geliefert. Der Transport geschieht in geahmten Höhlen (Kasten), wo jede 5 bis 7 Scherben faßt, je nachdem die Spannung ist. Die Erzannahme erfolgt fast durchgehends bey allen 3 Hütten nach einem hier eingeführten Gemäß, was man Scherben nennt, diese Scherben fassen 4 Cubk. Fß. und wiegen 3¼ Ctr.

Röstung der Erze. S. 112. Zu einem Röstaufen kommen:

500	Scherben	Stufferz,
70	= =	grober Kern,
60	= =	kleiner =
40	= =	Gräupel,
8	= =	Vitriolklein,
42	= =	Erzklein zur Decke,
Summe 720	Scherben	= 2340 Ctr.

Hierzu sind 36 Mltr. à Mltr. $26\frac{2}{3}$ Cubik Fuß = 959,76 Cubik Fuß Holz nöthig. Nachdem der Haufen 8 Tage gebrannt, nimmt die Schwefelgewinnung ihren Anfang. Man sieht es gern, wenn das Holz in Zeit von 18 Stunden unter dem Haufen weggebrannt ist, indem man da den mehrsten Schwefel gewinnt. Die Schwefelgewinnung währet bey einem Haufen 9 bis 10 Wochen, im ganzen muß jeder Haufen 19 bis 20 Wochen stehen, ehe er ins 2te Feuer herum gebracht wird. Nach angenommenem Princip, welches auf sichern Erfahrungen beruht, geben 8 Scherben rohes Erz 9 Scherben geröstet, man erhält also von einem solchen Rösthaufen 810 Scherben 1 mal geröstetes Erz und 20 bis 25 Ctr. Rohschwefel. Zwey mit 1 Feuer gebrannte Rösthaufen bilden 1 Rost ins 2te Feuer, welche Röstung aber unter Bedachung geschieht, und 50 Mltr. Röstholz so wie 6 Wochen Brennzeit erfordert. Derselbe Haufen kommt dann in ein 3tes Feuer, bedarf 60 Mltr. Holz und 4 Wochen Zeit.

Bleyschmelzen. S. 115, Eine Schichtbeschickung welche gewöhnlich in 24 Stunden durchgesetzt besteht aus

	12	Scherben	geröstet Erz
	3	= =	oberharzer Schlacken
	2	= =	abgerösteter Bleyst.
	$1\frac{1}{2}$ — 2	Ctr.	Vorschlag, (unreine Glätte u. Herd)
davon wird ausgebracht:	4 — 5	=	Werke,
	2 — 3	Scherben	Stein.

Brennmaterialverbrauch ist auf eine dergleichen Schicht: 25 Ms. Kohlen und 12½ Balgen Coacks, à 3 Cubf. Fß. = mit 10 Ms. Kohlen gleiche Wirkung. Die Coacks bezieht man von der Stadt Haagen und Obernkirchen zu 14 Meilen Entfernung, für 1 Ctr. oder 3 bis 3,5 Blgn. sind 11 Ggr. Fuhrlohn, und 1 Blgn. oder 33 bis 34 Pfd. Coacks kostet an Ort und Stelle 3 Ggr.

S. 120. Das ausgebrachte Werk nennt man Schwarzbley, dieses wird auf Treibeheerden mit gemauerten Kuppeln in Quantitäten zu 80 Ctr. vertrieben, hiervon fallen:

18 — 20 Mark göldisches Blicksilber,
20 — 28 Ctr. Glätte,
6 — 8 " Abstrich,
— 22 " Heerd und
5 — 6 " Abzug.

1 Treiben erfordert 6 Schock Waasenholz.

Der von jedem Treiben zuerst gefallene Abstrich, ohngefähr 2 bis 3 Ctr. wird für sich zu Schriftgießerbley verfrischt, und der Ctr. mit 9 bis 10 Rthlr. verkauft. Man hat auf der Frau Marien Saigerhütte, um die vielen Nachfragen des Schriftbleyes zu befriedigen, den ganzen fallenden Abstrich nebst dem Uebergang in die Glätte zu solchem Bley verfrischt, das Bley fiel aber nicht nach Wunsche aus, es war zu weich, und man mußte sich mit den wenigen Ctr. von jedem Treiben begnügen.

Glättanfrischen. S. 122. 100 Stücke Bley à 1½ Ctr. erfordern 5½ Karre und 100 " " à 1¼ " " " 4½ " Kohlen, dieser Aufgang beträgt auf 1 Ctr. Bley 3,6 Cubf. Fß. u. auf 100 Ctr. 360 Cubf. Fß. Kohlen; beym Abstrichanfrischen zu Frischbley ist derselbe Kohlenaufgang, die Bleystücke werden auch 1¼ Ctr. schwer gemacht.

Auf der Herzog Julius-Hütte ist im Jahre 1823 ein neues, an der Stelle des alten, Hüttengebäude

aufgeführt worden. Die Schichtböden sind daselbst oben bey der Gicht, die Oefen 6 an der Zahl, 13′ hoch, die Ofenpfeiler sind von Sandstein, die Futtermauern von Thonschiefer aufgeführt. Das Gebläse besteht in hölzernen Balgen, welche die Luft durch 2 Düsen in den Ofen bringen. Die Balanciers gehen in Walzen und hängen über den Schichtboden.

Reichfrischen. S. 132. In 12 Stunden werden 56 Frischstücke fertig, der Frischmeister bekommt dafür 1 Rthlr. Die beiden Frischknechte jeder 1 Rthlr. 11 Ggr., wofür selbige das Saigern mit verrichten müssen. 6 Frischstücke werden auf einmal in 5 Stunden abgesaigert.

Seite 135. 30 Ctr. Kühnstöcke werden in Zeit von 14 bis 16 Stunden gedarrt, wovon gewöhnlich 20 bis 22 Ctr. Gaarkupfer fallen.

Produktion am Unterharz 1822.

10 Mrk.	6 Lt. 1 Qt.	Gold,	
3959 „	2 „ 3 „	Brandsilber,	
4691 Ctr.	Kaufglätte,		
5339 „	Frischbley,		
466¾ „	Abstrichbley,		
27 „	Zink.		
1522 „	gute	Kupfer,	
658 „	Krätz		
1671 „	gelber	Schwefel,	
81 „	grauer		
539 „	weißer	Vitriol,	
1042⅝ „	blauer		
65 „	Pottasche,		

davon sind gekommen:

an die Münze zu Clausthal	an die Münze zu Braunschw.
5 Mrk. 15 Lt. Gold,	4 Mrk. 7 Lt. 1 Qt. Gold,
2261 „ 13 „ Brandsilb.	1696 „ 5 „ 3 „ Silber.

Die übrigen Produkte werden an $\frac{4}{7}$ an die Königl. Hannöversche und $\frac{3}{7}$ an die Herzogl. Braunschweigische Berghandlung geliefert.

Kupferschmelzproceß zu Rothenburg an der Saale. S. 161. Seit der Mitte July 1823 hat der Schmelzproceß für immer aufgehört. Um den Absatz der Mannsfeldischen Kupfer zu befördern beschäftigt man sich nun ausschließlich mit Verarbeitung der Kupfer zu fertiger Waare. Das neue Etablissement enthält 2 Breit- und 2 Tiefhämmer, erstere die Kupfer platt zu schmieden, letztere die Kupfer zu Kessel auszuteufen, und 1 Walzwerk mit 2 Walzen jede 48 Ctr. schwer. Die Kupferbleche werden in einem sehr zweckmäßig eingerichteten Glühofen bey Braunkohlenfeuer angeglüht. Die zu walzenden Kupfermassen wechseln von 1 bis 7 Ctr. ab, jedoch kommen ganz große Bleche selten vor. Die ganze Maschine ist in Glinritz in Schlesien gegossen worden. Das Kupfer bezieht man gegen baare Bezahlung von der Saigerhütte zu Hottstädt, damals à Ctr. 30 Rthlr., verarbeitetes Kupfer wird mit 42 bis 44 Rthlr. verkauft, doch ist dem Hüttenmeister beym Verkaufen von großen Bestellungen einiger Remis nachgelassen.

Rohkupferhütten, zu Friedeburg, Kupferkammer, Leimbach u. Eisleben. Zu S. 181. 2c. Der Friedeburger Hüttenbetrieb gehört zur Kupferkammer, die Schiefer werden auch daher transportirt. Das Zubrennen geschieht noch mit Reißholz, beym Verschmelzen 1 bis 2 Ctr. Flußspaat aus dem Stollbergischen. Die Oefen sind 14′ hohe Brillenöfen, und man schmelzt größtentheils mit schlesischen Coacks. Der ausgebrachte Rohkupferstein wird, nachdem derselbe 3 Feuer erhalten hat, mit Holzkohlen durchgeschmolzen, welches das Spuren oder Conzentrationsarbeit heißt, dieser erzeugte Stein wird, nachdem er mit 6 Feuer zugebrannt ist, auf Schwarzkupfer verarbeitet. Man hat seit mehreren Jahren das Auslaugen der gerösteten Kupfersteine bey allen

Kupferhütten eingeführt. Das Laugen geschieht gewöhnlich in 3 terassenförmig übereinander gestellten Kästen, das Versieden in bleyernen Pfannen, man erhält sehr schönen Kupfervitriol vom ersten Anschuß, aus der Mutterlauge produciret man einige unreine Sorten.

Die Kupferkammer Hütte erhält ihre Schiefer aus den Revier Nr. 32. so wie vom Samieterstolln Nr. 21. 22. u. 23. Das Verwiegen der Schiefer geschieht auf den Röstplatz in Quarten zu $1\frac{1}{2}$ Ctr. à 114 Pfd. Die Nässe wird abgeschätzt, ohngefähr auf 1 Ctr. 4 bis 6 Pfd. Alle halbe Jahre macht man von jedem liefernden Schacht eine Probe. Man nimmt von jeden Fuder Schiefer einen Karren voll weg, bis man eine Quantität von 3 Fudern angesammelt hat, welche dann für sich geröstet und verschmolzen, der gefallene Stein auf Kupfer probiret wird. Die erhaltenen Gaarkupferkönige treibt man auf der Kappele mit Bley ab, um den Silbergehalt zu erfahren. Eine solche Probe von Karoline im Quartal Trin. 1823 gab folgende Resultate:

1 Fdr. Schiefer = 48 Ctr. gab $4\frac{1}{8}$ Ctr. Rohkupferstein mit 1 Ctr. $13\frac{7}{8}$ Pfd. Kupfer und 1 Mrk. 2 Loth Silb. Die Oefen sind hier 16′ hoch. Beym Rösten der Steine wird eine Stadel 200 Ctr. stark gemacht, und beym 2. u. 3ten Feuer mit Kohlenklein geschichtet. Der Spurstein beym Herumbringen aus den 2ten ins 3te, 4te, 5te u. 6te Feuer jedesmal vorher ausgelaugt, man erhält in der Regel 8 bis 10 löthige Lauge. Die Löthigkeit wird durch Wägung eines Gefäßes voll Lauge bestimmt, welches mit reinen Wasser gefüllt 1 Pfd. wiegt. Die geklärte Rohlauge wird hier zur Kupferkammer in einer 6′ langen 6′ breiten und $1\frac{1}{2}$′ tiefen Bleypfanne bis zum Krystallisationspunkt versotten, wodurch die Lauge 16 löthig wird. In 14 Stunden versiedet man

60 C. F. Rohlauge. Die gutgesottene Lauge bleibt 2 Stunden in der Pfanne zur Abkühlung und Klärung stehen, dann läßt man solche in 4 kupferne Krystallisirkessel ab, welche leztere mit gut passenden Deckeln versehen und im Sommer 48 im Winter 24 Stunden der Ruhe überlassen werden. Dann wird die Mutterlauge behutsam ausgeschöpft, die Vitriolkrusten mit reinem Wasser abgespült, herausgenommen, getrocknet, verwogen und in Fässer gepackt. Der Ctr. wird im Handel mit 14 Rthlr. 12 Ggr. bezahlt, der aus der Mutterlauge gewonnene kostet nur à Ctr. 3 bis 4 Rthlr. 1 Ctr. solcher Kupfervitriol enthält 22 bis 24 Pfd. Gaarkupfer. Die Mutterlauge wird gesammelt, dann mit der Hälfte Rohlauge versotten, daraus gewinnt man noch einmal reinen Vitriol, und aus dieser Mutterlauge welche dann ganz für sich versotten wird, erhält man ein Gemisch von Kupfer- Zink- Eisen- Nickel- und Kobaltvitriol.

Die Mannsfeldischen Hütten bey Leimbach erhalten ihre Schiefer aus den 5tel Revier bey Eisleben, wovon $\frac{41}{65}$ den Mannsfeldischen und $\frac{24}{65}$ den Eislebischen Hütten zugetheilt werden, dann von Revier Nr. 7. u. 8. oder gangbare Schaafhöfer Revier Nr. 14 B. oder Holzberger Revier, Kalkberger Revier Nr. 14 A. Alsdorfer Revier Nr. 17. Die Kupferschiefer sind reichhaltiger als die zur Kupferkammer, daher findet hier kein Spuren statt, auch bekommen die Rösthaufen nur einen Kranz von Wellholz, weil sie leicht entzündlicher sind. Auch bey diesen Hüttenbetriebe findet die Vitriolfabrikation statt. Der zeitige Hüttenmeister Hr. Schmidt hat eine sehr sinnreiche Einrichtung getroffen, um der zulezt unbrauchbaren Mutterlauge die letzten Kupferatome zu entziehen. Man hängt mittelst eines Rundbaumes 3 gußeiserne Platten welche auf 2 Latten in einer

Ebene liegen, in die Lauge, läßt die Vorrichtung 24 Stunden darin, windet dann selbige heraus, und schabt die Kupferhaut von den Platten ab, welche sich in denselben Reservoir auf den Boden sammelt, diese Manipulation wird so oft wiederholt als das Eisen noch Kupfer reagirt. Die von Kupfer befreyte Mutterlauge wird dann öfters noch einmal auf schwarzen Vitriol versotten. Der am Boden des Reservoirs gesammelte Kupferschlamm wird bey der Schwarzkupferarbeit mit verschmolzen.

Ueber den Schmelzproceß zu den Mannsfelder Hütten ist noch zu bemerken, daß hier, wenn es scheint als wenn sich der Gehalt der Schiefer ändert, nur 2 Ctr. Proben ohne Schlackenzuschlag durch einen kleinen Ofen gelassen werden. Schieferschmelzen. Die gebrannten Schiefer werden auf den Beschickungsböden, über der Balgenkammer befindlich, vor die Oefen gelaufen, à Fdr. mit 10 bis 12 Ctr. Kupferschlacken und 3½ Ctr. Flußspaat beschickt, über einen Brillenofen bey 20 bis 24 wöchentlichen Campagnen durchgeschmolzen. Der Satz bey Holzkohlen ist 30 Pfd. auf 3 Füllfässer Schicht, 6 Gichten ist ein Vollmachen. Der von 1 Fuder gefallene Kupferstein wird in einem Tiegel gearbeitet, aber nicht wie zur Kupferkammer ausgescheibet, sondern man läßt solchen darin erkalten, und hebt dann durch Brechstangen den ganzen Klumpen von 3½ Ctr. auf einmal heraus, zersetzt ihn dann mit Fäusteln, bringt solchen in 60 Ctr. Roststadeln, wird durch 6 Feuer, wobey er 4 mal ausgelauget, zu Gaarrost zugebrannt. In 14 bis 16 Stunden ist 1 beschicktes Fuder Schiefer durchgesetzt, dann wird er jedesmal umgestochen. Es sind hölzerne Balgen angewendet, wo jeder 35 Cubk. Fß. Luft ausdrückt, und macht pro Minute 3 Impulsionen. Die Oefen wurden 1822 um 4 bis 5 Fuß abgebrochen, weil

die mehrere Höhe ohne Veränderung des Schmelzraumes nichts nützte, 1823 waren solche 16′ hoch. **Schwarzkupfermachen.** Gaarrost wird fortlaufend zu 6, 8 bis 10 Röstten durchgesetzt, à Rost erfordert 18 Stunden Zeit und gibt 7 Tiegel voll Schwarzkupfer. Auf den Rost oder Stadel kommen selten 12 bis 16 Ctr. gute Rohschlacken, öfters nur Schlacken zur Nasenbildung. Das Gebläse wechselt pro Minute 1 Balgen 4 bis 5 mal. Die ausgebrachten Schwarzkupfer, nachdem sie im Heerde von Schlacken und Dünnstein entblößt, werden behutsam durch kaltes Wasser gekühlt und in dünne Scheiben gerissen, und von hier meist nach der Saigerhütte zu Neustadt an der Dossa versendet.

Auf einer der Mannsfelder Hütten, die sogenannte Silberhütte, unternahm im Jahre 1823 **Kruckeberg** seine Entsilberungsversuche der Rohkupfersteine. Er schmolz in einem Krummofen mit Vor- und Stich-Heerd gleiche Theile Bley und Rohkupferstein ein, um das Silber an das Bley zu bringen, der entsilberte Kupferstein sollte, als specifisch leichterer Körper, oben im Stichheerde abgesondert werden. Die Arbeit ging aber nicht erwünscht, es bildete sich meist nur ein bleyischer Kupferstein, der im Ctr. 4 bis 5 Lt. Silber hielt.

Ober- und Mittelhütte bey Eisleben. Die Schiefer werden jede Sorte für sich zugebrannt, nach dem Brennen aber vergattirt und mit 3, 5 bis 4 Ctr. Flußspaat nebst 12 bis 14 Ctr. Gaarrostschlacke pro Fuder beschickt, über Brillenöfen verschmolzen.

Auch bey den Eislebischen Hütten findet kein Spuren statt, und der Rohkupferstein fließt ebenfalls in einem Klumpen im Tiegel zusammen, wie auf den Leimbacher Hütten. Der Stein wird mit 6 Feuern in gemauerten Stadeln mit Wellholz und Kohlenklein

zugebrannt, laugt solchen ebenfalls beym Herumbringen ins 2te bis zum Herumbringen ins 6te Feuer aus. Das Versieden geschieht in einer 7′ langen, 6′ breiten und 13″ tiefen bleyernen Pfanne, welche im Boden 1″ die Borden $\frac{3}{4}$″ stark sind; das Sediment aus der Pfanne und Klärkasten wurde 1823 versuchweise auf Farbematerial benutzt. Die Siederey befindet sich auf der obern Hütte, die Lauge von der Mittelhütte wird in Tonnen, entweder im Sommer auf den Hüttengraben zu Schiffe oder im Winter auf der Axe herbey transportirt.

Die Mittelhütte arbeitet seit 1820 versuchweise nach der Idee des Hrn. Bergrath Zimmermanns mit einen großen Probeofen, der Zweck soll seyn: 1) Ersparung an Brennmaterial, 2) Ersparung an Zeit, das Gebläse vor diesen Ofen ist ein dreyfaches kubisches Kastengebläse à Kasten gibt 38,71 C. F. Luft. Der Ofen ist 16′ hoch, ebenfalls mit 2 Vortiegeln versehen.

1ster Versuch, mit 2 Formen in der Brandmauer, bey $2\frac{1}{2}$ maligen Radumgange (à Radumgang preßt 116,13 Cubk. Fß. Luft in den Ofen) pro Minute wurde das Schmelzen angefangen, auf drey Füllfässer Schiefer 30 Pfd. Kohlen gesetzt, und so geführt als hätte man 2 Oefen im Gange. Der Ofen war in der Formgegend 4′ 8″ hinten, 3′ 4″ vorne weit und 2′ 8″ tief, übrigens hatte man das Rohr durch eine Zunge welche 8′ hinunter reichte in zwey gleiche Räume getheilt. Das Resultat war wegen des zu zeitigen Ausblasen unbestimmt.

2ter Versuch mit 3 Radumgängen,
Resultat: bey 1 Fdr. Schiefer 14 Ms. Kohlen und 12 Stunden Zeitaufwand.

3ter Versuch mit 3 Radumgängen,
der Ofen wurde im Wesentlichen dahin abgeändert, daß er statt 16′ 19′ Höhe bekam, die Formen an

der Brandmauer legte man nur 9″ auseinander, statt erst 1′. Resultate:

1) bey Holzkohlen à Fdr. Schfr. $11\frac{5}{8}$ Ms. Kohlen, 11 St. Zeit,
2) » schles. Coacks à » » 16 Schfl. Coacks $8\frac{1}{4}$ » »
3) » engl. » à » » $11\frac{1}{4}$ » » $9\frac{1}{2}$ » »

4ter Versuch, die Dimensionen des Ofens wurden etwas verändert, die Höhe war 16′, Weite bey der Form 3′ 2″ hinten, 2′ 5″, Formhöhe vom Sohlstein 2′ 4″, die Scheidewand reichte nur 6′ in den Ofen. Es wurden vorzüglich bey veränderten Kohlensatz und 2 und $1\frac{1}{2}$ mal Radumgängen, auch 2 u. $\frac{5}{4}$ zölligen Düsen, dann wieder bey 3 mal Radumgängen mit $1\frac{1}{2}$″ Düsenmündungen Versuche gemacht. Das Resultat war immer bey mehrern Radumgängen Verlust an Kohlen und Gewinn an Zeit. Ein 5ter Versuch in 19′ hohen Ofen, in der Formgegend hinten 4′ 6″, vorne 2′ 9″ weit, die Formlage 2′ 9″ übern Sohlstein gab folgende Resultate:

α) bey $2\frac{1}{2}$ mal Radumgange u. $1\frac{1}{2}$″ Düsenöff. 26 Fdr. Schiefer, Satz $\frac{1}{6}$ Ton. Coacks, im Durchschn. à Fr. $4\frac{2}{3}$ T. C. $6\frac{1}{2}$ St. Zeit,
β) bey $2\frac{1}{2}$ mal Radumgange u. 2″ Düsenöff. 36 Fdr. Schiefer derselbe Satz, im Durchschn. à Fdr. 5, 39 T. C. 7, 77 St. Zt.
γ) bey 3 mal Radumgange u. 2″ Düsenöff. 34 Fdr. Schiefer derselbe Satz, im Durchschn. à Fdr. 6, 06 T. C. 7, 32 St. Zt.
δ) bey 2 mal Radumgange u. 2″ Düsenöff. 2 Fdr. Schiefer derselbe Satz, im Durchschn. à Fdr. 6, 16 T. C. 9 Std. Zeit.

Versuche mit drey Formen. Die Weite des Ofens wurde wenig geändert, die Höhe war 16′, die 3 Formenwände des Ofens waren senkrecht, nur die Stirnwand zog sich nach der Gicht zu oben nach der hintern Formwand. Die hintere Form kam ins Mittel, die beyden Seitenformen so, daß sie 1′ 2″ von der hintern Form entfernt, zu liegen, der Schneidepunct der 3 Windlinien fiel 10″ von der Hinterform im Mittel des Ofens. Neigung der Form 4″. Die Scheidewand wurde abgeworfen. Resultate:

a) mit Holzkohlen bey $2\frac{1}{2}$ mal Radumgang $1\frac{1}{2}''$ Düsenöff. à Fdr. Schfr., Satz 30 Pfd., $11\frac{1}{4}$ Ms. Kohlen $7\frac{1}{4}$ Stunde Zeit,
b) mit Coacks bey 3 Radumgängen $1\frac{1}{2}$ Düsenöff. à Fdr. Schfr., Satz $\frac{1}{6}$ Tonne, $5\frac{1}{10}$ Ton. Coacks u. 5, 8 Stunde Zeit.

Ferner: bey 3 Radumgängen und $\frac{5}{4}''$ Düsenöffnungen,
mit $\frac{1}{6}$ T. Ccks. Satz, à Fdr. im Durchschn. 5, 9 T. C. 6, 37 St. Z.
„ $\frac{1}{5}$ „ „ „ à „ „ „ 4, 9 „ „ 6, 5 „ „

Bey allen diesen Versuchen war zwar der Kupferausfall geringer als bey den gewöhnlichen Oefen, aber sichtbar von mehrerer Güte. Das Ausbringen des Kupfersteins überhaupt richtete sich fast immer nach der Geschwindigkeit und Menge der Luftzuführung.

Sangerhausen. S. 181. Die zugute zu machenden Erze sind: 1) **Kupfererze**, welche öfters allein und auch mit Kupferschiefer zugleich auf dem Flötze vorkommen, sie bestehen aus: Kupferglas, Kupferkies und Buntkupfererz, welches theils in bituminösen, theils in einen kalkigen Schiefer eingesprengt auch angeflogen vorkommt. 2) **Kupferschiefer**, gleichen den Eislebener und Mannsfelder, sind reicher an Bitumen und an Kupfer, 3) **schmelzwürdiges Dachgestein**. Die Kupfererze verschmelzt man roh, Schiefer und Dachgestein wird beym Aufstürzen zu Rösthaufen gleich zum Schmelzen vergattirt, ein solcher Haufen bekommt nur 1 Feuer. **Rohschmelzen**, die Beschickung des Erzes zum Schiefer verhält sich wie 1 : $1\frac{2}{3}$.

1 Fdr. Beschickung wird mit 5 Ctr. Flußspaat, 6 bis 8 Ctr. Rost oder Spurschlacken à Ctr. 2 bis 3 Pfd. Kupfergehalt, bey 20 bis 24 Ms. Kohlenaufgang, à Ms. 3 Dresd. Scheffel verschmolzen, davon $3\frac{1}{4}$ bis 4 Ctr. Rohstein ausgebracht. Ein Rohofen setzt à Woche 6 bis 7 Fdr. Beschickungen bey 30, 40 bis 50 wöchentlichen Schmelzzeiten durch. Der Schmelzofen ist 22′ hoch, in der Mitte nach allen Seiten ausgebaucht, läuft in der Gicht cirkelrund bis auf 20″ Durchmesser zusammen. Der Stein

wird aus den Tiegeln gescheibt, hält à Ctr. 50 Pfd. Gaarkupfer, wird dann in 50 Ctr. Stadeln mit Wellholz und Kohlenklein mit 3 Feuern zugebrannt, und nachher gespurt, wozu man einen nur 14′ hohen Brillofen anwendet. 1 Fdr. Stein wird beym Spuren mit 12 bis 14 Ctr. gute Rohschlacke beschickt; der ausgebrachte Spurstein hält 65 bis 70 Pfd. Kupfer, wird mit 6 Feuern zu Gaarrost zugebrannt, dann auf Schwarzkupfer verarbeitet. Es geschieht über den Spurofen. Das nun ausgebrachte Schwarzkupfer wird auf kleinen Gaarheerden in Quantitäten zu $\frac{1}{2}$ bis 2 Ctr. gegaaret. Das Schwarzkupfer hält in 110 Pfd. = 102 bis 104 Pfd. Gaarkupfer und 7 bis 8 Loth Silber, ist unsaigerwürdig, da 9 Loth Silbergehalt für die Saigerkosten nicht ganz hinreichen. Man verlangt hier im Handel ganz dünne glatte Scheiben, deswegen müssen beym Gaaren öfters $\frac{1}{3}$ der erhaltenen Kupfer wieder zurück und zum nächsten Heerd genommen werden.

Kupferhütte bey Lauterberg am Harz. S. 223. **Gaarmachen.** Schwarzkupfer welche bey der Steinarbeit fallen, werden gleich gegaaret, diejenigen aber so bey der Roharbeit der Stufferze und dem Durchstechen des Dünnsteins ausgebracht werden, kommen wegen ihrer eisenschüssigen Beschaffenheit zum Verblasen und dann zur Gaare. Bey dem Spleisen dem im Heerde gegaarten Kupfers wird blos die oberste Scheibe zurückgenommen, und von einem Heerde voll erhält man immer 100 Scheiben gutes feines Kupfer, welches vorzüglich in der Münze zu Clausthal und von dem Messingwerk zu Oker gesucht wird. Die Produktion ist sehr gering, im Jahre 1823, 100 Centr. Gaarkupfer. 100 Centr. Schwarzkupfer erleiden incl. des beym Verblasen der eisenschüssigen entstehenden Verlusts, 10 bis 12 Ctr. Abgang.

Supplemente

zum

dritten Bande des zweyten Theiles

der

allgemeinen Hüttenkunde.

Zu S. 85. Zinnschmelzprocesse betreffend.

Ueber die Verbesserung der Zinnschmelzprocesse sind seit den letzteren Jahren fortdauernd mehrere Versuche in dem sächsischen Erzgebirge angestellt worden. Sie betrafen zum Theil die Zuschläge, zum Theil die Einwirkung der Oefen. Mit der Wahl irgend eines zweckmäßigen Zuschlages bey der Verschmelzung der Zinnerze ist man nicht glücklich gewesen. Gute leichtflüssige Silberschlacken, Feldspath, Soda und andere Flußmittel brachten zwar eine leichtflüssigere Schlacke aber ein unreineres Zinn zuwege. Durch solche Flußmittel wird nämlich zugleich das in den mehrsten aufbereiteten Zinnerzen enthaltene Eisenoxyd mit desoxydirt und in das Zinn geführt. Dieses veranlaßte mich zu einer Reihe kleinerer und größerer Versuche, vermöge der Anziehung der Kieselerde gegen das Eisenoxyd letzteres zu scheiden und in eine gute leichtflüssige Schlacke zu bringen. Der schon weiter oben beschriebene Kupferschmelzproceß dieser Art in Schweden unterstützte die Vermuthung eines glücklichen Erfolgs. Alle Versuche im Kleinen, in bedeckten hessischen Tiegeln unternommen, lieferten mir auch ganz befriedigende Resultate. Letztere sind von der Art, daß ich stets im Kleinen ein reichliches Zinnausbringen nebst einer sehr gut geflossenen armen Schlacke erhalte. Ich nehme 10 Loth gewaschenen und gut gerösteten Zinnstein, vermenge denselben mit 1 Loth Quarzmehl und 1 Loth Kohlenstaub und trage das Gemenge in einen hessischen Tiegel ein, und bedecke es mit etwas Kohlenstaub. Der bedeckte Tiegel bekommt hierauf das anderthalbstündige Feuer eines stark ziehenden Windofens, und so erhalte ich

von 5 bis $6\frac{1}{2}$ Loth eines sehr guten Zinnes unter einer schwarzbraunen sehr glasigen Schlacke. Ich übe daher dieses Verfahren als Zinnprobe aus.

Als ich nun mit diesem Verfahren im Jahre 1824 im August zu Altenberg in das Große übergehen wollte, zeigten sich bey der Verschmelzung von 10 Ctr. Zinnstein mit 1 Ctr. Quarzmehl folgende Erscheinungen: Der Schmelzgang war vortrefflich; die Schlacke glasig und ohne Zinnkörner aber ziemlich schwer. Mit dem Zinnausbringen hingegen konnte man nicht zufrieden seyn. Es blieben gegen 10 p. C. gegen das gewöhnliche Ausbringen zurück. Bey weiterer Prüfung fand es sich bald, daß dieses fehlende Zinn sich oxydirt in die Schlacke begeben hatte. Diese war ein Gemisch aus Eisenoxydul= und Zinnoxydsiliciat. Dieses verschiedene Verhalten der großen Probe gegen die kleinere läßt sich nicht anders als dadurch erklären, daß im Großen, wo das Zinn fortdauernd der Wirkung des Gebläses ausgesetzt ist, ein Theil des reducirten Zinns wieder oxydirt und in die Schlacke geführt wird. Bey einem Verschmelzen einer solchen Beschickung im Reverberirofen, in welchen man die Beschickung stets mit Kohle bedeckt halten kann, sollte wohl das Ausbringen besser ausfallen:

In Hinsicht auf die Gestalt der Oefen habe ich zu bemerken, daß neuere Erfahrungen dahin zu leiten scheinen, die Großöfen wieder etwas zu erniedrigen und zu verengen; auch anstatt über das Spur wieder über das Auge zu schmelzen. Hr. Freyherr von Manteuffel, Bergmeister zu Altenberg, unter dessen Anordnung diese Versuche vor sich gehen, wird die Güte haben mir über deren Ausfall nähere Nachricht mitzutheilen, welche ich sodann in einer Bergmännischen Zeitschrift bekannt machen werde.

Vorläufig habe ich mich durch den Augenschein überzeugt, daß ein so abgeänderter Ofen gut arbeitete und wenig oder gar keine Heerdlinge auch ein reichliches Zinnausbringen gab.

Zu S. 142. Smaltebereitung betreffend.

Ueber diesen Proceß haben wir im Jahre 1820 ein neues Werk:

Die Smaltefabrikation und das Safflormachen von M. G. Mayer. Großherzogl. Badenschen Bergmeister. Frankf. a. M. erhalten. Es enthält: die Mineralogie des Kobalts nach Hartmanns Handbuch der Mineralogie; die Chemie des Kobalts aus Hildebrands Encyclopädie der Chemie, sodann die Beschreibung der practischen Arbeiten auf den Blaufarbenwerken, welche durch acht lythographische Abbildungen erläutert werden.

Zu S. 174. Beyträge das Zinkausbringen betreffend.

Da das Zinkhüttenwesen in den letztern Jahrzehend, wegen des Verbrauchs des Zinks zu Blechen sich ungemein erweitert hat, so wird es wichtig für den Zinkhüttenmann alle Erfahrungen über die Betreibung dieses Geschäftes im Großen zu sammlen. In dieser Hinsicht liefere ich hier 1) Notizen über den Betrieb einer Zinkhütte, welche Blenden verarbeitet und die Feuerung der Oefen mit gedarrtem Holze unternimmt; 2) die Abbildung eines ganz abweichend eingerichteten Zinkofens, dessen man sich im Banat zu Dognaska bedient, um aus Gallmey mittelst Holzfeuerung Zink auszubringen, und 3) ein Gutachten über die Möglichkeit eines Zinkausbringens in unsern Obererzgebirge.

A. Ueber die Zinkhütte zu Kloster im Canton Graubünden *).

Die Zinkhütte ist nach schlesischer Art gebaut, hat 150 Schuh Länge, 51 Schuh Breite und 48 Schuh Höhe. In diesem Gebäude sind die Oefen, eine Trockenkammer, Vorrathskammer und eine Schreibestube.

Unter den Ofen sind 6 Darröfen, zwey Röstöfen, ein Abwärme-Zink- und ein Einschmelzofen. Alle sind aus Kalkstein mit Lehm gemauert.

1) Darröfen.

Der gute Gang der Zinkdestillation fordert, daß das Brennholz zum Schüren ganz ausgetrocknet sey. Dieses zu bewerkstelligen hat man die Darröfen. Je zwey und zwey haben die eine Seitenmauer gemeinschaftlich, können also von nämlichen Feuer gewärmt werden Sie sind gewölbt, haben 6 Schuh Höhe, 5 Schuh Breite und 6½ Schuh Länge. Die Feuerung geschieht in der Mitte der beyden Oefen.

Der vordere Theil des Ofens schließt, wenn das zu trocknende Holz darin aufgeschichtet ist, eine eiserne Thüre.

2) Röstöfen.

Ehe die Blende mit Vortheil destillirt werden kann, muß ihr der Schwefel durch sorgsames Rösten entzogen werden. Der Röstofen dazu hat 14 Schuh Länge und 12 Schuh Breite und ist von außen ins Gevierte gemauert; von innen ist er aber aus Schafhäuser Erde **) ovalförmig 10 Zoll stark ausgefüttert. Zu beyden Seiten zieht sich die Form in Mündungen von 1½ Schuh Länge und Höhe zu-

*) Die folgenden Nachrichten über dieses Hüttenwerk sind mir durch Hrn. Hitz d. j. einen unterrichteten Hüttenmann mitgetheilt worden.

**) Es ist eine feine beständige Thonart.

sammen. Der hohle Raum wird nach diesem 14 Schuh lang, 8 Schuh breit und 4 Schuh hoch in der Mitte des Gewölbes. Die Feuerkammer hat 10 Schuh Länge, 2½ Schuh Höhe und 16 Zoll Breite. Von der Feuersohle 8 Zoll erhöht gehen 4 Kanäle 2 auf jeder Seite, aus, um die Flamme 1 Schuh über der Röstsohle auf dieselbe hineinspielen zu lassen. Ein solcher Ofen kostet 600 fl. Bündnerwährung der Louisd'or à 3⅔ fl.

3) Abwärmöfen.

Die Muffeln müssen, ehe sie in die Weißglühhitze des Zinkofens getragen werden können, allmählig angewärmt werden, und dazu ist der Abwärmofen bestimmt. Seine Länge ist 8 Schuh, 7 Schuh breit und 8 Schuh hoch mit guter Schafhäuser Erde bearbeitet. Die innere Höhe des Ofens ist 3 Schuh und ist gewölbt. Die Mündung des Ofens ist 3½ Schuh hoch und 1½ Schuh breit, damit die Muffeln zur Aufwärmung eingesetzt werden können. — Die Feuerkammer ist unter der Ofensohle durchgeführt und die Flamme steigt auf der andern entgegengesetzten Seite herauf in den Ofen. — Rost ist hier keiner.

4) Zinkofen.

Die Größe des Ofens ist diejenige als die vortheilhafteste befunden worden, wenn er nämlich 28 Muffeln auf jeder Seite 14 zu fassen im Stande ist; der Versuch eines Ofens mit 32 Muffeln wollte schon nicht mehr gelingen. Diejenigen in der Mitte des Ofens konnten nicht mehr auf ihren gehörigen Destillationshitzgrad gebracht werden. Zu dieser großen Anzahl von Gefäßen ist man nur nach und nach herangestiegen. Man hatte anfangs Oefen von 8, dann von 10, 16, 24, 28 bis 32 Muffeln. Der nun bestehende 28 mufflige Ofen hat 28 Schuh

Länge, der innere Theil 24 Schuh. Seine Breite ist 10 Schuh. Von der Ofensohle bis in der Mitte des Gewölbes 4½ Schuh. Um noch mehr an Holz zu ersparen, und die aus dem Ofen austretende Wärme noch weiter zu benutzen, wurde auf beyden Seiten des Ofens ein Röstheerd angebaut. Doch ist auch dieses nicht geglückt; der Gang der Destillation wurde dadurch oft gestört, und man glaubt nun, ungeachtet dem etwas größeren Holzverbrauch mehr Vortheil darin zu finden, die Röstheerde auf einen besondern Platz zu bauen und sie da recht groß und geräumig zu machen. Einen solchen hat man diesen Herbst gebaut, der 8 Schuh weit und 2 Schuh hoch ist.

Die Feuerung geschieht ohne Rost. Der Feuerkanal, welcher durch die Mitte der Ofensohle 3 Schuh vertieft und 2 Schuh breit, die ganze Länge des Ofens durchzieht ist an seinen obern Theil bis zu 4 Zoll zusammengezogen. Aus dieser Oeffnung schlägt die Flamme in den Ofen. Diese Oeffnung ist jedoch auf jeder Seite 3 Schuh gedeckt damit die Flamme desto besser ihren Lauf nach der Mitte nimmt. Die Sohle der Feuerkammer hat von beyden Seiten gegen die Mitte zu ein Fallen von 15 bis 18 Grad. Die Luftzüge sind von beyden Seiten des Ofens in der Sohle desselben angebracht; es sind solcher auf jeder Seite 9. Früher hatte man auch Luftzüge im Gewölbe des Ofens, diese sind jetzt zugemauert.

Der Ofen wird ganz aus 2 Schuh langen 8 Zoll breiten und 4 Zoll starken Ziegeln von Lengeauer Thon gebaut. Die Ziegel bleiben ungebrannt und werden bey der Zusammensetzung nur mit etwas Thon bestrichen.

Die Destillationskammern sind 19 Zoll breit 24 Zoll hoch und 30 Zoll lang. Die Muffeln aus Menninger Thon geschlagen, haben 4½ Schuh Länge, 15 Zoll

Breite und 18 Zoll Höhe. Der Muffelschluß mit seinen zwey Oeffnungen schließt die vordere Seite der Muffel. In die obere Oeffnung kommt der Zinkleiter, an diese das Rohr und dann die Zinkkammer von 1 Schuh breit 24 Zoll hoch und 30 Zoll lang.

5) Einschmelzofen.

Dieser scheint uns selbst noch sehr unvollkommen, weil sich nur eine so kleine Masse auf einmal einschmelzen läßt. Der Ofen ist 3 Schuh lang und breit, hat einen Rost in welchen ein 70 Märkiger Passauer Tiegel eingemauert ist *). Die Höhe des Ofens ist 4 Schuh, 2 Schuh die Feuerkammer und 2 Schuh die Höhe des Tiegels. —

6) Hüttenarbeiten.

a. Bey den Darröfen. Die Art das Holz zu trocknen ist immer noch sehr schwierig. Es erfordert dabey ungemeine aufmerksame, fleißige Arbeiter, demungeachtet ergibt sich noch zuweilen die unangenehme Erscheinung, daß sie das bey Oeffnung der eisernen Thüre sich entzündende Holz, brennend herauswerfen müssen, wenn nicht alles Holz sogleich verbrennen soll **). Bey dieser Arbeit ist auf jeder Schicht ein Arbeiter.

b. Bey den Röstöfen. Die gute Röstung der Blende hat unsere Aufmerksamkeit immer sehr beschäftigt. Schlecht entschwefelte Blende störte nicht allein den Gang der Destillation, sondern verdarb uns auch die Gefäße. Es werden auf eine Post 8 Centner rohe Blende aufgesetzt; während dieser Zeit wird nicht gefeuert. Nachher wird der Ofen bis zur Rothglühhitze getrieben; dann fängt der Arbeiter an mit dem Röstrechen, die Masse zu rühren,

*) Dieses Einschmelzen würde vortheilhafter in großen gußeisernen Pfannen oder Kesseln vor sich gehen können. L.

**) Ich würde rathen über den Zinköfen eine Vorrichtung des Holzdarrens mittelst der aufsteigenden Hitze herzustellen. L.

und setzt dieses abwechselnd mit einem 2ten Arbeiter 12 Stunden lang unausgesetzt fort. Während der Zeit hat sich immer Schwefel verflüchtigt, nun aber fängt die Masse an weich zu werden und die Schwefeldämpfe vermindern sich. Es wird Kohle (Erlerkohle) zugesetzt, und dieses so oft wiederholt, als sich die Dämpfe vermindern und durch das Rühren nicht mehr antreiben lassen*) Die Hitze des Ofens wird dabey nicht übertrieben. Der höchste Grad der Rothglühhitze ist dabey der beste. Die Zeit in welcher sich die Blende abrösten läßt ist sehr verschieden, welches wohl von der Art der Blende, und auch der Führung des Feuers herrühren möchte. Einige Aufsätze lassen sich 4 bis 6 Stunden leichter abrösten. Zum wenigsten müssen sie 30 Stunden, sonst aber auch 36, 38 bis 40 Stunden in Arbeit stehen bis sie gut abgeröstet ist.

Von den 8 Centner roher Blende, wird ein Drittheil eingeröstet; es bleiben also noch 533⅓ Pfd. gerösteter Blende.

Dieses Rösten besorgen 4 Mann, 2 auf der Früh- und 2 auf der Nachtschicht.

Kosten für einen Aufsatz von 800 Pfd.

	fl.	kr.
12 Schichten zu 48 kr.	9 fl.	36 kr.
¼ Zuber Kohl à 1 fl. 21 kr.	- -	35 -
3 Klftr. Holz à 3 fl.	9 -	- -
Schmiedelöhne . .	1 -	- -
Ankauf von 800 Pfd. Blende à 4 fl. 24. d. Ctr. .	35 -	12 -
	55 fl.	23 kr.**)

*) Dieser sehr zweckmäßige Kohlenzuschlag desoxydirt die während der erstern Periode gebildete und mit Zinkoxyd verbundene Schwefelsäure. L.

**) Diese sehr bedeutenden Röstkosten erschweren das Zinkausbringen aus Blend sehr. Ich würde daher die Blende zuerst in derben Stücken in freyen Haufen und sodann gepocht in Flammenöfen gut rösten. L.

c. Zinkdestillation. Der Ofen wird ganz allmählig angewärmt und bis zur Rothglühhitze gebracht, dann werden die Muffeln aus dem Abwärmofen glühend in die Destillationskammern gebracht, und der Ofen in gleicher Hitze erhalten, bis alle Muffeln eingetragen sind. Nach diesem wird starkes Feuer gegeben bis der Ofen zur Weisglühhitze gelangt. Während dieser Zeit versehen die Schmelzer jede Muffel mit ihren Muffelschlüssen, Zinkleiter und Röhren und vermauern sorgfältig die kleinen Oeffnungen zwischen der Muffel und den Seiten der Destillationskammer.

Nun folgt die Beschickung. In jede Muffel werden 25 Pfd. Blende und 8 Pfd. Kohlenstaub zusammen vermengt, und aufgesetzt. Die Beschickung wird auf der einen Seite in Morgen, auf der andern in Abend vorgenommen. Ist das Beschicken beendigt, so wird die Zinkleiteröffnung mit einem Blättchen von Thon, mit Lehm bestrichen zugeschlossen und die Blende 24 Stunden lang ganz ungestört der Destillation überlassen. In dieser Zeit hat sich also ein Zinkstab von 10 bis 12 Pfd. Zink gebildet, der sodann dem Einschmelzofen übergeben wird. Das Ausbringen bey jeder Muffel ist übrigens sehr verschieden. Im Durchschnitt werden aus 700 Pfd. gut geröjteter Blende 326 Pfd. Zink ausgebracht *).

Zinkblumen und Zinkasche werden auf jede Beschickung vertheilt und wieder mit aufgesetzt.

Die Blende ist größtentheils braune und gelbe, weniger und am wenigsten schwarze.

*) Wenn die Blenden bey den Rösten 1/3 ihres Gewichts verloren, so beträgt dieses Ausbringen auf 100 Theile roher Blende nahe an 35. Die braune und gelbe Blende gibt also ein reicheres Ausbringen als die schwarze. L.

d. Kosten:

Alle Tage werden (in 24 Stunden) für den Zinkofen . . . 4 Klafter Brennholz verbraucht.

zu den Röstöfen	.	2 -
- - Darröfen	.	1½ -
- - Abwärmöfen		1 -
- - Einschmelzöfen		½ -
		9 Klftr. Holz, das Klafter zu 3 fl.

Dabey werden 700 Pfd. Blende geröstet und durchgesetzt und 300 Pfd. regulinischen Zink erhalten, wobey 2 Zuber Kohle verwandt worden.

e. Kosten des Thons:

Lengenauererde	der Centr.	4½ fl.
Schafhäusererde	- -	6 -
Menningererde	- -	9½ -

f. Einige Data über das Ausbringen des Zinks in frühern Jahren bey Errichtung der Zinkhütte.

(Aus den Hüttenberichten.)

Von 4ten Quartal 1816 und 1sten und 2ten Quartal 1817.

Der Ofen mit 10 Muffeln; die Muffeln nach vorne zu geneigt; damit das geschmolzene Bley aus der schlecht aufbereiteten Blende sich nicht in die Gefäße eingraben könne. Mit Rückständen beschickt. 12 Stunden schwefelte die Blende beym Rösten, aber unter beständigen Rühren. In den übrigen 6 Stunden wurden 20 bis 30 Pfd. Kohlenklein unter beständiger Arbeit zugegeben. Bey rein entschwefelter Blende hielten die Gefäße 6 bis 8 Wochen *) und

*) Jetzt hatten manchmal einige Muffeln 13 Wochen bis 2 Quartale.

das Ausbringen 30 bis 37 p. C. geringere Beschickungen gaben mehr als stärkere 40 Pfd. Blende, in einer Muffel aufgesetzt gab 15 bis 17 Pfd. Zink, und 60 Pfd. Blende unter gleichen Umständen nur 17 bis 18.

In Durchschnitt gehen mit Inbegriff von Holz, Gezäh und Thon in 24 Stunden 40 fl. an Kosten auf. In letzter Campagne sind in 84 Tagen aus $373\frac{1}{2}$ Centr. gerösteter Blende nur $83\frac{1}{2}$ Centr. regulinischen Zink, mithin $22\frac{1}{2}$ p. C. ausgebracht worden.

1816 den 23. December wurden 8 Muffeln in den Ofen getragen, das Anglühen begonnen und fortgesetzt bis den 10ten Januar. Die Muffeln hatten bis dahin noch keine Risse bekommen, und der Ofen hatte seinen gehörigen Hitzgrad. Von 10ten Januar bis 3ten März sind 349 Muffeln beschickt und davon 4487 Pfd. roher Zink aus ungefähr 22800 Pfd. gerösteter Blende mithin 19 p. C. ausgebracht worden.

Der Centner regulinischer Zink käme ohne Preis der Blende auf 50 fl. zu stehen.

Drittes Quartal 1817. Die Mittelpfeiler (zwischen den Zinkkammern) sind 6 bis 8 Zoll stark. Es werden 4 Feuerzüge unten in der Sohle statt oben, wegen den Eggmuffeln, angebracht. Der verdorbene Röstheerd sollte mit großen quadratischen Ziegeln wieder ausgebessert werden.

B. Zinkausbringen zu Dognaska im Banat *).

Diese Hütte ist Kaiserlich und wegen ihrer ganz besondern Bauart und Einrichtung der Oefen von allen bekannten Zinköfen verschieden. Sie wird mit Gallmey betrieben, welcher zu der Größe einer Hasel- bis Wallnuß durch Handhämmer zerschlagen und

*) Nach Hrn. Markscheider Martini. s. Hesperus. 1823. N. 118.

in einem Ofen geröstet wird. Die Gestalt des Ofens ist aus beygefügter Zeichnung zu ersehen.

Die Ofenräume a a, über welche Gewölbe f gespannt sind, haben eine Tiefe von 8 Fuß und eine Höhe und Breite von 4 Fuß. Der Rost g wird aus 144 Roststeinen, deren 18 der Tiefe nach und 8 der Breite nach auf eisernen Stäben liegen und von denen jeder ein 2 Zoll weites Loch in der Mitte hat, gebildet. Auf diese kommen 144 Destillationsröhrchen 4 Fuß hoch, unten 3 Zoll oben 5 Zoll Weite im Lichten, und sind mit thönernen Deckeln geschlossen. Während die Hitze aus den Feuerräumen c c durch die Zuglöcher h h eindringt und ausströmt, und die Röhren umspielt, reducirt sich der Zink und tropft auf das Blech l durch die Löcher der Heerdsteine. Das Blech liegt in dem Keller k. Die Beschickung auf 144 Röhren ist:

20 Centner Gallmey,
19 Cubikfuß Kohlen und
3 Centner Rückstand,

und die specielle Beschickung auf die 1ste und 2te Röhrenreihe beträgt:

5 Centner Gallmey,
$1\frac{1}{4}$ Cubikfuß kleine Kohlen,
75 Pfd. Rückstand und
1 Kübel Grobkohlen.

Auf der 3ten und 4ten Röhrenreihe

$6\frac{3}{4}$ Centr. Gallmey,
2 Cubikfuß kleine Kohlen,
125 Pfd. Rückstand,
$1\frac{1}{2}$ Kübel Grobkohlen.

5te und 8te Röhrenreihe

$7\frac{1}{4}$ Centner Gallmey,
$2\frac{1}{4}$ Cubikfuß Kleinkohlen,
150 Pfd. Rückstand und
$1\frac{1}{2}$ Kübel Kohlen.

Die Feuerung geschieht mit weichen Holz und dauert 100 Stunden. Ausgebracht wird $6\frac{1}{2}$ Centr. getropfter Zink. Der Rückstand wird wieder mit zugeschlagen und den Tropfzink schmelzt man in eisernen Kesseln um, welcher $6\frac{1}{4}$ Centner Zinkplatten in Formen gibt.

Aus vorhergehenden Mittheilungen des Herrn Markscheider Martini geht hervor, daß 100 Theile gerösteter Gallmey zu Dognaska 32, 5 Tropfzink geben. Schade ist es daß der Holzaufwand bey dem Rösten und bey der Destillation nicht mit angegeben worden ist.

Nach der langen Feuerungszeit zu urtheilen, dürfte aber wohl bey diesem Ofen eine weit größere Menge Holz als bey den Muffelöfen aufgehen. Da nun auch das stete Wechseln der Röhren mit vielem Zeitverlust von statten gehen muß, so scheint sich diese Methode des Zinkausbringens keineswegs als ökonomisch zu empfehlen. Es scheint, als wenn dieser Röhrenofen aus dem alten Englischen Tiegelofen entstanden sey.

Vermuthlich kommen die Grobkohlen in den untern Theil der Röhren, damit der Zink durch die Zwischenräume der Kohlen abfließen kann.

Sollte ja diese oder eine ähnliche Einrichtung der Zinköfen noch weitere Berücksichtigung verdienen, so müßte man auf eine Einrichtung denken die Röhren ohne sie von ihrem Platze zu entfernen, zu füllen und ausleeren zu können.

Jetzt erfolgt die Arbeit in diesem Doppelofen so, daß während man den einen Ofen feuert, der andere wieder beschickt und zugemacht wird.

Erklärung der Abbildung des Zinkofens zu Dognaska Tab. VI.

Die Ofenräume a a über welche Gewölbe b b gespannt sind. Sie haben eine Tiefe von 8 Fuß und eine Höhe und Breite von 4 Fuß. Der Rost g g wird aus 144 Roststeinen, deren 18 der Tiefe nach und 8 der Breite nach auf eisernen Stäben liegen und von denen jeder ein 2 Zoll weites Loch in der Mitte hat, gebildet. Auf diese kommen 144 Destillationsröhren von 4 Fuß Höhe, unten 3 Zoll oben 5 Zoll Weite im Lichten. Sie sind von Thon und mit thönernen Deckeln verschlossen. Während die Hitze aus den Feuerräumen c c durch die Zuglöcher h h eindringt und die Röhren umspielt, reducirt sich der Zink und tropft auf das Blech l durch die Löcher der Heerdsteine. Das Blech liegt in dem Gewölbe k unter dem Ofen.

Die Abbildung eines diesem ähnlichen einfachen Zinkofens liefert Hollunder in seinem Tagebuche einer metallurgisch-technologischen Reise. Tab. 26.

C. Untersuchung der Frage: ob die im Johanngeorgenstädter Revier brechende schwarze Zinkblende auf Zink oder sonst zu benutzen sey?

Dieser schon mehrere male in Untersuchung gezogene Gegenstand, kam dadurch aufs Neue während meines Aufenthaltes zu Joh. Georgenstadt, im Jahre 1822, zur Sprache, daß der dortige Bergmeister Herr Oehlschlägel schon mehrere Monate zuvor mir einige Pfunde schwarzer Blende aus dem dortigen Revier übersandte, und mich zu einem Gutachten wegen ihrer Benutzung aufforderte.

Die Zergliederungen der Blenden von verschiedenen Chemikern unternommen gaben sehr abwei-

chende Resultate. Meine ältere im Handbuche zur chemischen Analyse mitgetheilte Untersuchung gab Zinkoxydul 53, Schwefel 26, Eisen 12, Arsenik 5, Wasser 4. Bergmann gab an in schwarzer Blende

a) von Danemore		b) von Barall	
Zink	45.	Zink	52.
Eisen	9.	Eisen	8.
Bley	6.	Kupfer	4.
Arsenik	1.	Schwefel	26.
Schwefel	29.	Kiesel	6.
Kiesel	4.	Wasser	4.
Wasser	6.		

Daß es Bergmann nicht mit reiner schwarzer Blende zu thun hatte, zeigt der Bley- Kupfer- und Kieselgehalt seiner untersuchten Blenden.

Nach Kidd fanden sich in einer Varietät der schwarzen Blende: Zinkoxyd 66, Schwefel 33, s. *Nicholson's* Journ. Vol. XIV. p. 134.

Stromeyer fand zuerst Cadmmetall in der schwarzen Blende auf. Nach ihm bearbeitete ich die schwarze Strahlblende von Horzowitz und fand gegen 4 p. C. Cadm in derselben.

Nach Dümenil, welcher die neuesten Analysen der Blenden unternahm (s. dessen chemische Analysen. Erstes Bändchen. 1823.) enthält die schwarze Blende von Breitenbrunn Zink 27,57, Cadm 2,23, Eisen 31,17, Schwefel 31,99, Kiesel 6,75. Diese Analyse weicht ungemein von andern durch den gefundenen so starken Eisengehalt ab; ferner fragt es sich: war die Kieselerde nur eingemengt, oder enthielt die Blende Silicin? Die braune Blende gab Bergmann: Zink 44, Schwefel 17, Kiesel 24, Thon 5, Wasser 5. Schaub gibt in ihr an: Zinkoxyd 54,4, Eisenoxydul 5,0, Schwefel 16,0, Wasser 4,0. Nach Hecht besteht braune Schaalenblende aus 62 Zink, Schwefel 21, Bley 5, Eisen 3, Thon-

erde 2, Arsenik 1, Wasser 4; nach Thomson enthält braune Blende Zink 59,09, Schwefel 28,86 und Eisen 12,05.

Dümenil fand in derber brauner Blende von Lautenthal: Zink 58,69, Schwefel 34,16, Eisen 4,95 und in krystallisirter ebendaher: Zink 58,75, Schwefel 35,46 und Eisen 5,40. Eine Nacharbeit durch welche Cadm aufgefunden wurde gab für die erste Schwefelzink 82,69, Schwefeleisen 10,70, Schwefelcadm 4,00 und für die zweyte: Schwefelzink 83,25, Schwefeleisen 11,66 und Schwefelcadm 4,00. In rothbrauner Faserblende von Brilon gibt dieser Chemiker an: Zink 52,90, Cadm 3,64, Eisen 1,16, Bley 1,41, Zinkoxyd 4,01, Schwefel 28,27, Wasser 6,0. Er vermuthet überdies einen Schwefelhydrogengehalt in dieser Blende.

Die gelbe Blende hält nach Bergmann: Zink 64, Schwefel 20, Eisen 5, Flußsäure 4, Wasser 6, Kiesel 1. Dieser Gehalt von Flußsäure hat sich durchaus nicht bestätigt. Thomson gibt in gelber Blende aus Cornwall Zink 67,19 und Schwefel 32,81 an; Gunniveau hingegen Zink 62,0, Schwefel 34,0 und Eisenoxyd 1,5.

Wegen dieser so sehr abweichenden Resultate der chemischen Analysen dürfte eine genaue Durcharbeitung der Blenden, wobey vorzüglich endlich genau zu bestimmen wäre, ob die Blenden (wie es nicht wahrscheinlich ist) sauerstoffleer sind, und ob es arsenikfreye schwarze Blende gibt? von großer Wichtigkeit seyn. Bey der nachfolgenden Bearbeitung der schwarzen Blende kam es weniger auf eine Analyse, als auf die Bestimmung einer für das Joh. Georgenstädter Revier möglichen ökonomischen Benutzung derselben an. Es findet sich dieselbe in bedeutender Menge auf den Gruben St. Christoph und

Fortuna und Kaltwasser, und zwar kommt sie auf Lagern vor.

Nachdem ich 100 Quentch. derselben mit Vorsicht gelinde abgeröstet hatte, erhielt ich, wenn ich das geröstete Erz mit $\frac{1}{3}$ Kohlenstaub vermengte und aus einer irdenen Retorte destillirte, 25 Quentch. Zinkmetall. Eine andere Quantität von 100 Quentch. gab abgeröstet und mit $\frac{1}{3}$ Kohlenstaub gemengt, mit 70 Quentch. Kupfer beschickt 90 Quentch. Messing unter folgenden Handgriffen: Ich brachte das Gemenge von gerösteter Blende und Kohlenstaub in den untern Theil eines Thontiegels; über dasselbe legte ich eine durchlöcherte Thonscheibe ein, und auf diese kam das Kupfer in kleine Bleche geschnitten zu liegen. Der Tiegel wurde sodann mit einem Deckel versehen dem Feuer übergeben. Nach Beendigung einer dreystündigen gelinden Feuerung fand sich das Messing oben auf der Thonscheibe in rundlichen Stücken zusammengeflossen. Vermöge dieses Handgriffes konnte der Eisengehalt der Blende dem sich bildenden Messing nicht nachtheilig seyn. Da man nun aber in den neuern Zeiten das Messing immer häufiger unmittelbar aus Zinkmetall und Kupfer zusammensetzt, so scheint für das Joh. Georgenstädter Revier besonders die Frage wichtig, ob aus der in Rede stehenden Blende mit Vortheil Zink zu bereiten und an Messingwerke abzulassen sey? Um diese Frage mit einigem Erfolge beantworten zu können, war die Vergleichung des etwa vorzunehmenden Verfahrens, mit einem der vorzüglichsten Zinkhüttenwerke. Ich benutzte dazu die Abbildung eines Lütticher Zinkofens *), nebst einer Uebersicht eines jährlichen Zinkausbringens in einem solchen, wie derselbe im Jahre 1819 mit Gallmey beschickt, gearbeitet hatte.

*) Einen Lütticher Zinkofen findet man abgebildet in Hollunder's oben erwähnten Tagebuche. Tab. 24.

Der Gallmey wird nach seiner Gewinnung gröblich gepocht, sodann in Reverberirofen geröstet und gemahlen. 600 Pfd. dieses vorbereiteten Gallmey's werden mit 170 Pfd. vermengt und in 18 Retorten vertheilt, aus welchem durch 12 stündige Feuerung aus dem besten Gallmey 50 p. C und aus dem schlechtesten 25 p. C. Zink mit 800 Pfd. Steinkohlen ausgetrieben worden.

Folgendes ist die Uebersicht, der Kosten und des Gewinnes auf einem Doppelofen wie er im Jahre 1819 betrieben wurde:

I. Ausgabe.

	Rthlr.	gGr.	Pf.
1) 1200 Pfd. vorbereiteter Gallmey à 100 Pfd. (1 Rthlr. 30 Stüber Berg. = 1 Rthlr. 3 gGr.) . .	13	12	—
2) 340 Pfd. gemahlene Holzkohlen à 100 Pfd. 12 gGr. . .	1	16	10
3) 3200 Pfd. Steinkohlen à 100 Pfd. 8 gGr. $1\frac{1}{5}$ Pf. . . .	10	19	2
4) Arbeitslohn . . .	3	—	—
5) Für Gezähe, Röhren, Abnutzung des Ofens und Reparatur .		12	
Summe	29 Rthlr.	12 gGr.	

II. Einnahme.

450 Pfd. Zink à 100 Pfd. (10 Rthlr. Berg. = 7 Rthlr. 12 gGr.) . . 33 Rthlr. 18 gGr.

Mithin Ueberschuß 4 Rthlr. 6 gGr.

In 24 Stunden wird 2 mal gefüllt und jede Füllung erfordert 600 Pfd. Gallmey und 170 Pfd. Kohle nebst 1600 Pfd. Steinkohlen zur Feuerung. Die Arbeiter stehen 12 Stunden, in jedem Schicht sind 5 Mann beschäftigt.

Der Meister erhält 30 Stbr.; zwey Arbeiter, jeder 27 Stbr.; einer 24 Stbr. und einer 12 Stbr. Schichtenlohn.

Weil die Gewerken der Zinkhütte auch zugleich Besitzer der Gallmeygruben sind, so wird der Preis des Gallmeyes nur zu 1 Rthlr. 3 Ggr. pro 100 Pfd. angenommen; an fremde Kaufleute wird er aber nicht unter 1 Rthlr. 12 Ggr. verkauft.

Nehmen wir nun diesen Betrieb des Grüner Werkes zum Anhalten, so würde sich für eine dergleichen Anlage im Joh. Georgenstädter Revier zu der Benutzung der Zinkblende ungefähr folgendes Resultat ergeben.

Ausgabe.

1) 1200 Pfd. Blende zu gewinnen, zu pochen, zu rösten und zu mahlen . . .	10 Thlr.	12 gGr.	— Pf.
nämlich à Cent.			
Gewinnungskosten 6 gGr.			
Pocherlohn 2 -			
Röstungskosten 9 -			
Mahlen 4 -			
S. 21 gGr.			
2) 340 Pfd. gemahl. Holzkohlen	1 -	16 -	10 -
3) Brennmaterial zur Feuerung des Zinkofens . .	7 -	12 -	—

Diesen Aufwand bestimme ich nach dem Aufgang desselben zu Grüne folgendermaaßen:

Nach meinen in den Freyberger gemeinnützigen Nachrichten, Jahrgang 1817, mitgetheilten Versuchen ist der Werth von 51 Rthlr. Dresdner Steinkohlen, welche den Bergischen sehr gleichen, 70 Rthlr. weichen fichtenen Holze bey dem Freyberger Preise zu 4 Rthlr. 16 Ggr. die $\frac{6}{4}$ellige Klafter gleich. Ein Bergischer Ofen erfordert ungefähr für

11 Rthlr. Steinkohlen, würde also bey Freyberger Holzpreisen ziemlich für 15 Rthlr. Holz erfordern. Nun gilt aber die Klafter weiches $\frac{6}{4}$elliges Holz im Joh. Georgenstadt nur 2 Rthlr. 8 Ggr., mithin wurde ein Ofen nach obigen Ansatz mit 7 Rthlr. 12 Ggr. Holz zu bedienen seyn.

4) Arbeitslohn . . .	3 Rthlr.	— Gr.	— Pf.
4) Für Gezähe, Röhren, Abnutzung des Ofens und Reparatur	—	12 -	—
Summe	23 Rthlr.	4 Gr.	10 Pf.

Nun geben 1200 Pfd. Blende zu 25 p. C. Ausbringen angenommen 300 Pfd. Metallausbringen. Diese betragen an Werth 22 Rthlr. 12 Ggr. Mithin würde die Ausgabe die Einnahme übersteigen um 16 Ggr. 10 Pf. *).

Allen diesem nach scheint es nun allerdings als ob bey der Benutzung der Blende auf Zink zu Joh. Georgenstadt kein Vortheil zu hoffen stände; allein ich bringe noch in Vorschlag zuerst den bedeutenden Schwefelgehalt dieses Fossils zu benutzen, dadurch einen Theil der Röstkosten zu ersparen, um auf diesem Wege vielleicht dennoch ein vortheilhaftes Zinkausbringen zu erreichen.

Zu gehöriger Erörterung dieses Gegenstandes schlage ich daher folgenden Versuch vor: Man bringe etwa 1 Ctr. gröblich zerschlagener Blende in eine der Röhren eines Schwefeltreibeofens und sehe wie viel und von welcher Qualität Schwefel daraus gewonnen wird. Hiebey werden die 5 p. C. Arsenik nicht nachtheilig seyn, da die mehrsten obergebirgischen Be-

*) Nehmen wir dagegen den Holzaufwand auf der Zinkhütte zu Kloster zum Anhalten, so fällt derselbe noch weit bedeutender aus. Nämlich zu Kloster beträgt er auf 700 Pfd. roher Blende 13 Klafter Holz. Dieses würde mithin auf 1200 Pfd. Blende 22 Klafter Holz nöthig machen.

schickungen der Schwefeltreiberöhren mehr als 5 p. C. Arsenik in ihren Kiesen enthalten. Die abgetriebene Blende kann in einem Zinnerzofen völlig bey gelinden Feuer abgeröstet werden. Zu Versuchen über die Zinkdestillation könnte leicht ein kleiner Röhrenofen zu etwa 2 Röhren nach Art der beyliegenden Zeichnung, vielleicht in einer der Joh. Georgenstädter Zinnhütten oder auf dem Eisenwerke Breiten erbauet werden. Die Röhren müßte man von dem Thon wie er zu den Häfen auf den Blaufarbenwerken verwendet wird, verfertigen lassen, und so wäre es doch vielleicht noch möglich der Blende mit Vortheil ihren Zinkgehalt zu entziehen.

Bald nachdem ich vorgehendes unmaasgebliche Gutachten dem hiesigen Königlichen Oberbergamte überreicht hatte, ergab sich eine Gelegenheit zu Versuchen im hiesigen Königlichen Laboratorio, welche mir die Hoffnung benahmen den Schwefel aus den Blenden vor ihrer Anwendung auf Zink ziehen zu können.

Es hatte nämlich der weiter oben genannte hier studirende Herr Hitz d. j., auf meine Veranlassung eine Quantität Zinkblenden aus der Schweitz kommen lassen. Es waren dieselben welche man zu Kloster verarbeitet. Mit diesen Blenden sollten Entschwefelungsversuche im hiesigen Laboratorio angestellt werden. Wir füllten zwey hessische Retorten, die eine mit 1 Pfd. größtentheils brauner; die zweyte mit ebensoviel meist gelber Blende, beyde gröblich zerstoßen, legten mit Wasser gefüllte Vorlagen vor, und gaben den Retorten ein allmählig so weit verstärktes Feuer als es zum Abtreiben des Schwefels aus Schwefelkiesen nöthig ist; allein ob wir gleich den Feuersgrad noch höher trieben und die Retorten 5 Stunden in einer Rothweißglühehitze (48 Grad meines Photopyrometers) erhielten, so ging doch

nur eine sehr geringe Menge rother Arsenik, welcher sich als als Pulver im Retortenhalse anlegte und zum Theil auf das Wasser in der Vorlage niederfiel, über. Die braune Blende gab 72 Gran; die gelbe eine nicht gut wägbare Menge dieses Sublimats. Ich zeigte diesen ungünstigen Erfolg sogleich bey dem Königlichen Oberbergamte an, und widerrieth größere Versuche zu Johanngeorgenstadt.

Indessen war dieses zu spät. Man hatte bereits einige Versuche auf dem Schwefelwerke St. Christoph angestellt, und der Hr. Bergmeister Oehlschlägel zu Joh. Georgenstadt theilte mir über das Mislingen derselben folgende Nachricht mit:

Es war gestern (den 11 Dec. 1822) früh um 9 Uhr als ich auf dem St. Christopher Schwefel- und Vitriolwerke ankam, wo seit vorgestern die mit Entschwefelung schwarzer Blende eingeleiteten Versuche in einem eigenen dazu erbaueten Ofen mit zwey Röhren gangbar waren. Man hatte nach Angabe der Arbeiter die Röhren bereits zum dritten Male gefüllt, und dabey ein Quantum von $2\frac{7}{8}$ Centner des Erzes in Arbeit genommen; so daß demnach auf jeden Satz fast 1 Cent., auf jede Röhre aber bey jedem Satze fast ein halber Centner des Erzes kam. Man hatte bey dem ersten Satze 4; bey dem zweyten 5 Stunden gefeuert. Der dritte Satz war bereits 3 Stunden im Feuer. Ich ließ die Feuerung noch $2\frac{1}{2}$ Stunde, also bis zu $5\frac{1}{2}$ Stunde fortsetzen und dann das, was sich in den Vorlagen befand, sammlen. Es ist mit Nr. 1. und 2. bezeichnet.

Da bey dieser starken Feuerung eine Röhre eingeschmolzen war, konnten die Versuche nur mit einer Röhre fortgesetzt werden. Bey den ersten Einsätzen war das Erz in Stücken von der Größe der welschen Nüsse, wie es beym Abtreiben der Schwefelkiese zu geschehen pflegt, geschlagen worden. Ich

ließ, da sich nur ein so geringes Quantum von Arsenik und Schwefel aus ihnen entwickelt hatte, die Erze pochen, den Staub von der Gröbe, welche von der Größe einer Erbse bis zu der einer Haselnuß war, trennen, und zuerst das Grobe, sodann das Feine besonders einsetzen.

Die Gröbe gab nach 9 stündiger Feuerung das Sublimat Nr. 3., und die Kläre das Sublimat Nr. 4, nach fast 12 stündiger Feuerung.

So weit der Bericht des Herrn Bergmeister Oehlschlägels. Die übersendeten Sublimate Nr. 1. 2. 3 und 4 betrugen von jedem Abtreiben nicht über 9 Loth, und waren noch etwas unreiner rother Arsenik.

Es geht mithin aus sämmtlichen sowohl im Kleinen als im Großen angestellten Versuchen 1) die Nichtausführbarkeit der Entschwefelug der Blenden hervor; 2) zeigen sie daß alle die hier in Rede stehenden Blenden etwas arsenikalisch waren, welches mit der in meinem Handbuche zur chemischen Analyse der Mineralkörper mitgetheilten Zergliederung der schwarzen Blende übereinstimmt. Wollte man annehmen daß der Arsenikgehalt der Blende von eingemengten Arsenikkies herrühre, so ist wenigstens zu bemerken, daß man durch das Auge keinen dergleichen Kies eingemengt entdecken konnte. Merkwürdig ist die innige durch Expansivkraft des Feuers nicht zu trennende Mischung von Zink und Schwefel in den Blenden. Sie kamen noch mit ihrem bekannten matten Glanz aus den Destillirgefäßen zurück, und nur erst im offnen Feuer, wo durch den Sauerstoff der Luft ihr Schwefel oxydirt wird, rösten sie ab.

Ueber das Zinkausbringen und der Messingfabrikation finden sich noch folgende Nachrichten in Hollunders oben erwähnten Tagebuche: 1. S. 335. Ueber die Zinkfabrik in Lüttich. Der Hr. Verf. konnte, trotz aller angwandten Mühe, nicht zur Besich-

tigung des Werkes gelangen, und theilt daher nur einige unvollkommene Nachrichten über dasselbe mit. 2. S. 345. Die Beschreibung der Zinkhütte bey Stollberg. Auch hier werden wie in der Lütticher Hütte Röhrenöfen gebraucht. Die Einrichtung dieser Oefen wird hier genau beschrieben und durch eine Abbildung erläutert, auch ist die Verfertigungsart der Destillirröhren angegeben. 3. Beschreibung der Zinkhütte zu Delach in Kärnthen. S. 373. Sie arbeitet mit senkrecht stehenden Röhren und verwendet theils Gallmey, theils braune Blende. 4. Das Messingwerk zu Fahrafeld. S. 82. Man schmelzt daselbst in gut construirten Windöfen Kupfer mit Zink zusammen. 5. Das Messingwerk zu Neustadt-Eberswalde. S. 216. Es werden hier auch vier verschiedene Arten von Messing- und Zinkglühöfen beschrieben. 6. Bemerkungen über die Messingfabrikation zu Stollberg. S. 318.

Außer dem Holkunder'schen Werke empfehle ich über das Zinkhüttenwesen noch die Beschreibung der Lydogniazinkhütte in Karstens o. a. Archiv f. Bergbau und Hüttenw. 2ten Bandes erstes Heft. S. 66.

Zu S. 251. Arsenikgewinnung betreffend.

Von allen bisher gebräuchlichen Methoden Arsenikerze zu rösten und Giftmehl aufzufangen unterscheidet sich die Einrichtung des Röstofens und Condensators zu Altenberg in Schlesien. Dieses Werk verarbeitet Arsenikkiesschliche aus der Rudolstädter Bergrevier auf weißen Arsenik. Das Rösten der Schliche erfolgt unter einer 10 Fuß langen, 6 Fuß breiten und 3 Fuß hohen Muffel aus feuersten Thonziegeln, welche durch Steinkohlenflamme umspielt und bis zum Rothglühen erhitzt wird. Die Muffel

hat oben eine zu verschließende Oeffnung zum Herablassen des Erzes. Vorn ist sie ganz offen und wie andere Röstöfen mit einer Walze zur Unterstützung des Umrührens für den Röster versehen. An der schmalen Hinterwand hat sie zwey Abzugsöffnungen welche die Arsenikdämpfe zuerst in eine Verdichtungskammer sodann nicht wie gewöhnlich in einen horizontalen Giftfang, sondern in 3 über einander liegende Kammern führen. 6 Ctr. Arsenikkiesschlich werden auf einmal während 12 Stunden abgeröstet. Hiebey sollen nur 1½ Scheffel (Bresl.) Steinkohlen aufgehen.

s. Hollunders o. a. W. S. 439.

Zu S. 401. Alaunfabrikation betreffend.

Bemerkungen über den Betrieb des Alaunwerks Tschermig in Böhmen.

Das Alaunwerk Tschermig liegt in Böhmen ungefähr 2 Stunden südlich von Commotau an der Eger eine Stunde oberhalb der Gegend von Stron, welche sich im Jahre 1821. durch den bekannten Erdsturz merkwürdig machte. Den Mineralogen und Chemikern ist dieses seit 1816. aufgekommene Alaunwerk durch den daselbst vorkommenden natürlichen Ammoniakalaun bekannt worden. Dieses Werk erhält seine Erze von zwey Puncten. Die erste Erzgewinnung erfolgt zunächst bey Tschermig selbst und die zweyte eine Stunde westlicher bey Liebisch. Die ganze Umgegend ist nebst den eröffneten Flötzen für den Geognosten äußerst merkwürdig. Sie zeigt vorzüglich aufgeschwemmtes Gebirge und Schichten pseudovulkanischer Produkte. Mein geehrter Freund Breithaupt, in dessen Gesellschaft ich diese Gegend besuchte, wird hoffentlich dem mineralogischen Publico seine interessanten Bemerkun-

gen über das Geognostische dieser Erdrinde mittheilen.

Zu nachstehenden Bemerkungen in technisch-chemischer Hinsicht, wurde ich durch die jetzigen Herrn Gewerken von Tschermig **Borchert**, **Kühne** und **Teubner**, Fabrikherrn in Chemnitz, aufgefordert *). Ich hoffe daß diese Arbeit jungen angehenden Alaunhüttenleuten als ein Anhalten bey dergleichen Untersuchungen nicht unwillkommen seyn soll.

A. Von den Alaunerzen zu Tschermig und Liebisch.

Die den Alaun liefernden Erze beyder Flötze bestehen aus abwechselnden Schichten von verhärteten Thon und Braunkohle, durchzogen mit Trümmern von Gyps und basischen schwefelsauren Eisenoxyd. Nur in den obern Teufen des Tschermiger Flötzes kommen, und zwar in den Schichten unter welchen früher ein Erdbrand statt fand, Trümmer von natürlichen Faseralaun, d. i. saure ammoniakhaltige schwefelsaure Thonerde, vor. Da alle Braunkohlen, wie ich gefunden habe, bey ihrer Verkohlung oder unvollkommenen Verbrennung Ammoniak liefern; da ferner in diesen Kohlen der Schwefel Mischungstheil ist, so läßt sich sowohl die natürliche als die künstliche Bildung des Alauns zu Tschermig leicht erklären. Die Braunkohlen geben bey ihrer unvollkommenen Verbrennung Ammoniak und schweflichtsaures Gas. Diese Produkte vermischen sich mit dem Thongehalt theils der Braunkohlen selbst, theils mit dem des eingemengten Thons und bilden saure schweflichtsaure ammoniakhaltige Thonerde,

*) Diese wissenschaftliche Reise wurde mir durch die Begleitung zweyer kenntnißreicher Freunde der Herrn **Borchert** und **Kühne** jun., doppelt angenehm.

welche durch die Verwitterung in saure schwefelsaure ammoniakhaltige Thonerde oder Alaun übergeht. Da indessen bey der Verbrennung der Erze in den Halden nicht genug Ammoniak zur völligen Bildung des Alauns erzeugt wird, so muß man der gutgesottenen Lauge noch eine Kali- oder ammoniakhaltige Substanz zusetzen, um reichlicheren Alaun zu erzeugen. Die Produkte der RöstHalden bestätigen gleichfalls das Gesagte. Ich fand schon zu Tschermig selbst, daß zusammengesinterter fertiger Alaun sich in den Halden einfindet. Von den hie und da aufliegenden Schwefel dieser Halden nahm ich mit mir, und fand daß er aus Schwefel und schwefelsauren Ammoniak bestand; denn als ich 500 Gran dieses Schwefels sublimirte, so blieben 103 Gran kohligte Theile zurück, und das Sublimat zerlegte ich in 200 Gran Schwefel und 157 Gran schwefelsaures Ammoniak. Die 40 Gran Verlust rührten wahrscheinlich von Massen her.

Die hier vorläufig angegebene Art der Alaunerzeugung zu Tschermig, welche also nicht aus einem eigentlichen Alaunfossil, sondern aus einem Gemenge von Thon der in manchen Schichten stärker, in manchen schwächer durch Braunkohlenmasse gefärbt ist, und Braunkohle erfolgt, und welche der dortigen Alaunerzeugung als Theorie zum Anhalten dienen muß, wird nun durch folgende von mir unternommene analytische Behandlung verschiedener roher und gebrannter Erzarten Bestätigung erhalten. Um Wiederhohlungen zu vermeiden will ich hier kurz die von mir gewählte Untersuchungsart der Erze, welche sich jedoch, für diesen Zweck natürlich hinreichend, nur auf die aus den Erzen zu ziehenden Laugen, erstreckte, mittheilen.

a. Es wurden 100 Quentchen Apothekergewicht von jeder Erzsorte mit heißem Wasser so lange aus-

gelaugt als sich noch eine Spur von schwefelsaurem Thon in der Lauge zeigte. Zuletzt kam nur gypshaltiges Wasser, und dann wurde aufgehört.

b. Aus den Laugen wurde zuerst durch Aetzammoniak die Thonerde, das Eisenoxyd und eine geringe Menge Talkerde gefällt;

c. Dieses Prancipitat wurde durch Aetzlauge zerlegt, und so die Thonerde geschieden;

d. Die Talkerde wurde durch Auflösung in Salzsäure und Fällung des Eisenoxyds durch Bernsteinsaures Natron geschieden.

e. Aus der von b. abfiltrirten Flüssigkeit, wurde durch kleesaures Kali die Kalkerde niedergeschlagen;

f. Die von diesen Prancipitaten abfiltrirte Lauge wurde mit salzsauren Baryt versetzt. Vermöge des erhaltenen Niederschlages von schwefelsauren Baryt wurde die Menge von Schwefelsäure in den Laugen bestimmt.

g. Mit andern Quantitäten frischer Lauge wurde der Ammoniakgehalt derselben so bestimmt, daß man sie mit Aetzkalk in einer Tubulatretorte vermischte, und das Ammoniak an destillirtes Wasser in der Vorlage übertrieb. Durch die zur Sättigung des Destillats nöthige Menge von Schwefelsäure ergab sich die Menge Ammoniak in der Lauge. Das Resultat sämmtlicher Untersuchungen und stöchiometrischen Berechnungen ergab:

a. In 100 Quentchen frischer Erze der Flötze:
(d. i. in der Lauge)

1. Gebildeten Ammoniakalaun	10 Quent.	— Gr.
2. Durch Zuschlag noch zu bildenden Alaun . . .	1 -	2 -
3. Eisenvitriol . . .	19 -	— -
4. Gyps . . .	— -	34 -
5. Bittersalz . . .	— -	5 -

b. Die Lauge von 100 Quent. gebrannten Erzen, von welchen jetzt gelaugt wird, gab:

1. Gebildeten Ammoniakalaun	—	Quent.	50 Gr.
2. Durch Zuschlag nach zu bildenden Alaun . . .	1	-	30 -
Summe	2	Quent.	20 Gr.
3. Eisenvitriol . . .	—	Quent.	5 Gr.
4. Gyps	—	-	32 -
5. Bittersalz . . .	—	-	45 -

c. Die Lauge von 100 Quentchen rothen Erz von der rechten Ulme im Erzlager von Natur ausgebrannten Erzes gab:

1. Natürlicher Alaun . . .	10 Gr.
2. An schwefelsauren Thon noch mit Fluß zu sättigen, Alaun	25 -
3. Gyps	34 -
4. Eisenvitriol	1 -
5. Bittersalz	0 -

d. Die Lauge von 100 Quentchen einmal ausgelangten Erzes gab:

1. Natürlichen Alaun . .	—	Quent.	30 Gr.
2. Künstlich zu verfertigenden	1	-	1 -
Summe	1	Quent.	31 Gr.
3. Eisenvitriol . . .	—	-	4 -
4. Gyps . . .	—	-	35 -
5. Bittersalz . . .	—	-	3 -

e. Die Lauge von 100 Quentchen alten mehrmals ausgelaugtem Erzes vom Egerufer gab:

1. Natürlichen Alaun . .	—	Quent.	30 Gr.
2. Künstlich zu verfertigenden	1	-	5 -
Summe	1	Quent.	35 Gr.
3. Eisenvitriol . . .	—	-	5 -
4. Gyps . . .	—	-	34 -
5. Bittersalz . . .	—	-	2 -

f. Die Lauge von 100 Quentchen 3 Jahr alter ausgebrannter Braunkohlenasche gab:

1. Natürlichen Alaun . .	3 Quent.	5 Gr.
2. Künstlich zu bildenden .	9 -	2 -
Summe	12 Quent.	9 Gr.
3. Eisenvitriol . . .	1 -	10 -
4. Gyps . . .	— -	20 -
5. Bittersalz . . .	— -	10 -

Auf diese Proben, welche sehr interessante weiter unten aufzustellende Resultate lieferten, ließ ich nun eine genaue Alaunprobe mit 100 Quent. rohen Erzes der Flötze, aus welcher der möglichst höchste Alaungehalt der Erze gefolgert werden kann folgen.

Es wurden nämlich 100 Quentchen Erz zerstoßen und mit 10 Quentchen Salpeter vermengt äußerst gelinde geröstet. Nach dem Rösten wurde die Masse noch mit einem Gemenge aus 2 Unzen Salpetersäure und 4 Unzen Wasser zur völligen Oxydation so lange erwärmt bis kein Geruch nach Salpetersäure mehr zu spüren war. Nach der Auslaugung, und weitern Behandlung durch die Eindampfung und Krystallisation, erhielt ich 5 Quent. 59 Gran Alaun, also ganz nahe 6 Quent. 6 Centner Alaun aus 100 Centner Erz ist mithin das Aeußerste welches aus den Erzen chemisch zu erlangen steht. Da nun aber einerseits die Oxydation der Erze im Großen nicht so vollkommen von statten geht; ferner die Auslaugungen auch Alaun zurück lassen, so würde ich schließen daß 1000 Centner Tschermiger Erz etwa 50 Cent. Alaun geben könnten.

Nach dieser Arbeit erfolgte nun die Prüfung der mir übersendeten 8grädigen rohen Lauge.

1 Pfd. derselben gab:

1. Natürlichen Alaun . .	1 Quent.	— Gr.
2. Künstlich zu bildenden .	2 -	30 -

3. Eisenvitriol . . .	— Quent.	9 Gr.
4. Gyps . . .	1 -	20 -
5. Bittersalz . . .	— -	12 -

Resultate vorhergehender Prüfungen.

1. Obgleich das rohe Erz schon ziemlich reich an schwefelsauren Thon ist, so wurde doch dessen Auslaugung aus folgenden Ursachen zu widerrathen seyn:
   a. Würde man einen sehr unreinen vitriolischen Alaun erhalten; denn durch das Brennen wird das schwefelsaure Eisenoxyd zerlegt; denn, wenn 100 Ctr. rohes Erz 1 Ctr. Vitriol enthalten, so finden sich in 100 Ctr. durchgebrannten nur $8\frac{1}{3}$ Pfd.
   b. Wird dadurch noch Schwefelsäure frey, welche sich mit Thonerde verbinden kann;
   c. würde man, da wenig Ammoniakalaun im rohen Erze ist, mehr Flußmittel zur Fällung des Mehles anwenden müssen.

   Das gelinde Brennen der Tschermiger und Liebischer Erze ist mithin nöthig, um mehr und reinern Alaun in dem Haufenwerke zu erzeugen; nur verhüte man ein zu heftiges Feuer in den Verwitterungshaufen sonst treibt man zuviel Schwefelsäure und Ammoniak aus und vermindert das Ausbringen. Sobald sich eine Halde hellbrennend zeigt, überstürze man sie mit frischem Erze an dem nöthigen Puncte.
2. Daß die einmal und mehrmals ausgelaugten Erze noch ziemlich viel Alaun geben, ist zwar einerseits erfreulich für das Werk, indem man für die Folge nun weniger frisches Erz zu fördern braucht; andererseits zeigt es aber auch daß man jede Halde ausgebrannten Erzes wenigstens 2 Jahre sollte

liegen lassen ehe man zu ihrer Auslaugung schritte. Man muß allmählig, da dieses im Anfange versehen worden ist, zu dieser Einrichtung zu schreiten suchen.

3. Ganz ausgezeichnet und vortrefflich ist der Gehalt der Braunkohlenasche; sey es nun weil sie 3 Jahre lang gelegen hat, oder ist sie von Natur so reich. Dieser reiche Gehalt verdient die höchste Aufmerksamkeit der Herren Werkbesitzer.

4. Das rothe Erz als Nachlaß des Erdbrandes ist der Auslaugung nicht werth.

5. Wenn die Anstalten getroffen werden die Erze länger verwittern zu lassen, so trage man Sorge, daß Lauge, welche etwa durch Regengüsse gebildet wird, nicht verloren gehe.

B. Von dem Verwittern und dem Auslaugen der Erze.

Was in Hinsicht der Verwitterung der Erze zu berücksichtigen ist, beruht auf ältern Erfahrungen so wie aus den vorhergehenden Versuchen, nämlich man muß

1. die Halden nicht gar zu hoch aufstürzen, damit die atmosphärische Luft sie gehörig durchdringen kann. Eine Höhe von 5 bis 6 Fuß dürfte nicht zu überschreiten seyn. Die Ausdehnung in die Breite ist gleichgültig.

2. Muß eine zu große Hitze in denen sich entzündeten Halden vermieden werden.

3. Sollen die ausgebrannten Halden wenigstens noch 2 Jahre liegen ehe man zur Auslaugung schreitet; indem nach dem Verlöschen derselben die allmählige Oxydation noch fortwirkt.

Was die Auslaugung anbetrifft, so ist, da die Kästenauslaugung einmal eingeführt ist, bey der-

selben nichts einzuwenden. Sonst würde ich die Haldenauslaugung der Wohlfeilheit wegen vorziehen. Ihre Einrichtung würde folgende seyn: Man ebnet einen Platz auf welchen die Halde zu liegen kommen soll, etwa 20 Fuß ins Gevierte, stampft den Boden 6 Zoll hoch mit Letten aus und umgibt den Platz mit einer 12 Zoll hohen Mauer. Der Lettenboden muß von zwey Seiten nach der Mitte zu etwas Fall haben, damit sich die Lauge zusammenzieht und durch ein Gerinne in das Hauptgerinne zum Rohlaugensumpf abgeführt werden kann. Ist ein solcher Platz bestürzt und die Erze gehörig verwittert, so beginnt die Auslaugung mittelst einer Betröpfelung der Erze von oben, indem man durchlöcherte Rinnen oben auf den eben gezogenen Halden verbreitet, und in diese Wasser laufen läßt, oder im Nothfalle das Wasser aufpumpt. So geht es nun alle Halden durch, und es darf nur endlich das todtgelaugte Erz fortgeschafft werden.

C. Von dem Gradiren der Alaunlauge.

Es ist eine bekannte Thatsache daß man aus armen Alaunerzen schwer und nur durch Tri- und Quadrupliren eine mäßig starke Lauge bekommen kann, weil die Alauntheile der thonigen Erdmasse so stark abhäriren. Ich habe dieses auch bey den Tschermiger Erzen ganz bestätigt gefunden; denn als ich sie 4 mal mit heißem Wasser ausgelaugt hatte gaben sie immer noch einen Alaungehalt her. Hie und da hat man, wie z. B. zu Dombrowa in Polen, die Auslaugung durch heißes Wasser eingeführt. Für größere Werke ist jedoch dieses Verfahren meiner Meinung nach zu mühseelig und kostspielig. Ich habe daher bereits seit 10 Jahren die Dornengradirung der Salinen für die Alaunwerke vorgeschlagen, um durch

diese die Lauge zu concentriren und zu reinigen. Endlich haben seit 3 Jahren 2 Alaunwerke, nämlich das zu Schwemmsal und zu Muskau diese Gradirung mit gutem Erfolge begonnen. Die Beylage besagt hierüber, so wie über die Anlagskosten eines Gradirhauses das Weitere.

Abgesehn davon, daß vielleicht die von Herrn Kühne d. j.*) zu erbauenden Reverberirsiedeöfen ein so günstiges Resultat liefern, daß man mit der Förderung des Sudes und sonstigen Ersparnissen zufrieden seyn kann, so würde ich besonders für Tschermig die Gradirung der Laugen empfehlen **). Man

---

*) Er ist der Sohn des einen der Herren Gewerken ein im technisch-chemischen Fache sehr ausgebildeter junger Mann.

**) Um einen Gradirversuch im Kleinen zu veranstalten, wog ich 2 Pfd. Tschermiger Rohlauge ab und fand ihr specifisches Gewicht nach meiner Laugenwage 11 Grad. Nun stellte ich ein cylindrisches Gefäß mit einem Tropfhahn versehen an einem luftigen Orte auf ein Blumenbret auf, und hing ein kleines Gebund Schwarzdorn in einer schrägen Lage unter dem Tropfhahn und über einer Porzellainschüssel auf. Das Gefäß wurde mit der Rohlauge gefüllt und nun stellte ich den Hahn so, daß pro Minute ungefähr 40 Tropfen das Dornenbündchen passirten und in die untergesetzte Schüssel fielen. Die erste Gradirung dauerte von den 25. Jun. Morgens 8 Uhr bis 12 Uhr. Die Temperatur war 7° ✠, halbheller Himmel und mäßiger Westwind. Die Mitteltemperatur beyder Gradirungstage war 12° ✠; der Wind blieb westlich und die Luft abwechselnd hell und wolkigt. Nach der ersten Gradirung wog die Lauge 12,5° und hatte am Gewicht 4 Loth verloren. Diese Gradirungen wurden durch Rückgießen der Lauge in den Cylinder während zweyer Tage wiederholt. Als die Lauge bis auf 16° concentrirt war wog sie 1 Pfd. 17 Lth. und war noch bis auf ein wenig abgesetztes Eisenoxyd klar. Nun fing sie aber, sowohl in der Schüssel als auch an den Dornen Gypskrystalle abzusetzen an. Diese Absetzung nahm, so wie die Lauge stärker wurde, zu, und als ich am 27sten Abends den Proceß unterbrach, wog die Lauge noch 31 Loth und zeigte nach meinem Aerometer 22° Stärke. Es geht aus diesem Gradirversuche unbezweifelt hervor: 1) Daß die Tschermiger Alaunlauge recht gut durch die Dornengradirung um das Doppelte concentrirt werden kann und 2) daß sie, ohne Alaun abzusetzen, gyps- und eisenärmer gemacht wird.

würde dieselben, da der Gyps früher aus dem Wasser als der Alaun niederfällt, sehr reinigen und bis auf wenigstens 20 bis 24 Grad concentriren. Mittelst der Gradirung würde man sodann, da die Lauge in 3 bis 4 Tagen gut gesotten wäre, in 4 Pfannen wohl 6000 Centner Alaun zu produciren im Stande seyn. Da sich weniger Pfannenstein bilden würde, müßten sich die Pfannen von Bley auch länger halten. Endlich würde man auch — sey das Brennmaterial auch noch so wohlfeil — doch die Hälfte desselben ersparen. Besonders bietet das Terrain bey Liebisch die Gegenheit zur Anlage eines Gradirhauses dar. Sodann fiel auch die nur zu gegründete Furcht daß die Röhrenleitung sich bald und oft verstopfen dürfte, weg. Sollte man übrigens in der Folge auf einen neuen Pfannenbau Rücksicht nehmen, so würde ich die Einrichtung der Muskauer Pfanne empfehlen.

D. Die Abkühlung der gesottenen Lauge betreffend.

Die Lauge läßt bekanntlich bey ihrer Abkühlung einen häufigen Gypsniederschlag fallen. In diesen stecken kleine Alaunkrystalle von dem durch das Rösten gebildeten Alaun. Ich kochte $\frac{1}{4}$ Pfd. des Schlammes mit 1 Pfd. Wasser aus; und filtrirte die Auflösung. Sie ließ in der Kälte etwas Gyps fallen; sodann gab sie eingedampft und abgekühlt $\frac{3}{4}$ Loth Alaun. Mithin enthalten 100 Centner Schlamm $9\frac{3}{8}$ Centner Alaun, und es wäre allerdings rathsam diesen Schlamm im Großen mit heißen Wasser aufzuweichen, die entstehende Lauge klären und abkühlen zu lassen, und sie sodann bey dem Wachsmachen statt des Wassers anzuwenden, wo aber wegen ihres Alaungehaltes eine größere Menge als von reinen Wasser zu nehmen wäre.

E. Das Mehlmachen betreffend.

Wegen der Wohlfeilheit des Seifensiederflusses mögte derselbe wohl beyzubehalten seyn. Seine Hauptwirkung als alaunbildendes Mittel beruhet auf seinem Gehalte an salzsauren Kali. Der Dresdner von mir untersuchte Fuß enthält in 100 Theilen 5 freyes Kali und 70 salzsaures Kali; das übrige ist schwefelsaures Kali 9 Theile und 12 Theile Kochsalz. Das freye Kali tritt zur sauren schwefelsauren Thonerde; eben so das schwefelsaure Kali; das salzsaure Kali wirkt durch doppelte Wahlverwandtschaft. Es bildet sich salzsaures Eisen und das Kali tritt an die saure schwefelsaure Thonerde. Wenn nun 100 salzsaure Kali 65 Kali und 100 schwefelsaure Kali 45 Kali enthalten, so ist 1 Ctr. kalcinirter Fluß bey Mehlmachen gleich der Wirkung von 54 Pfd. Pottasche; also nur in dem Falle daß 2 Ctr. Seifensiederfluß höher als 1 Ctr. Pottasche zu stehen kommt, würde man bey dem Gebrauche der Pottasche gewinnen.

Daß man im Begriff steht, den Proceß des Umrührens bey dem Mehlmachen durch eine Handmaschine zu erleichtern, ist sehr zweckmäßig.

F. Verwaschen des Alaunmehles.

Bey dem geringen Eisengehalt der Tschermiger Alaunlauge kann, zumal wenn man noch vor dem Wachs einer Läuteralaun macht, das Verwaschen des Mehles unbedingt erspart werden.

G. Das Wachsmachen.

Ueber diese bekannte Arbeit habe ich weiter nichts besonders zu sagen. Die Auflösung des Mehles

durch Dämpfe *) welche Herr Kühne einzuführen im Begriff steht, dürfte wohl, abgesehen davon daß sie vielleicht etwas mehr Heitzmittel erfordern könnte, gelingen. Mir ist aus eigener Erfahrung noch nichts Näheres über diese Auflösungsmethode bekannt. Wollte man Läuter auf diese Weise auflösen, so müßte derselbe zuvor gröblich zerstampft werden; auch würde sodann die oben vorgeschlagene Anwendung der Schlammlauge wegfallen; man müßte sie dann dem gewöhnlichen Sude zusetzen. Endlich ist bey der bisherigen Anwendung der verschiedenen abfallendenden Mutterlauge nichts auszusetzen.

H. Prüfung des Tschermiger käuflichen Alauns.

Vermöge meiner vorgenommenen Prüfung desselben verhält sich derselbe den besten gangbaren Alaunsorten gleich. Seine Auflösung im Wasser wird schwach durch blausaures Kali gebläuet und durch Galläpfelaufguß ebenfalls schwach gebräunt. Löset man einen Gewichtstheil desselben in $1\frac{1}{2}$ Gewichtstheil siedenden Wasser auf und rührt die Solution zu Mehl; süßt sodann das Mehl mit etwas kalten Wasser aus und trocknet dasselbe, so erhält man $\frac{3}{4}$ Gewichtstheile eines Alauns, welcher so rein und eisenfrey als jener von Tolfa ist und dem römischen Alaun zur Seite gestellt werden kann. Zu einem Versuche, im Großen, diesen reinen Alaun in den Handel zu bringen würde ich doch rathen. Der Abgang von $\frac{1}{4}$ Alaun kann größtentheils wieder erhalten und der völlig reiche Alaun zu 14 bis 16 Rthlr. pro Ctr.

*) Diese Methode der Auflösung des Alaunmehles durch hinzugeleitete Wasserdämpfe ist zuerst in Frankreich eingeführt worden. Neuern Nachrichten zu Folge geht sie auch in Tschermig gut von statten. Man erspart dabey die Anlage und Unterhaltung einer Bleypfanne.

verkauft worden. Jeder Schönfärber muß finden, daß er dem römischen Alaun nicht nachsteht.

I. Analytische Behandlung des sogenannten Vitriolsteins.

Man hat die Tschermiger Mutterlauge eingedampft um die zurückbleibende trockne Salzmasse als Vitriolstein zur Vitriolölbrennerey zu benutzen. Daß diese nicht gelingen konnte, wird die folgende analytische Behandlung dieser Salzmasse zeigen. Ich zerrieb 4 Loth desselben und behandelte das Pulver mit 12 Loth siedendem Wasser. Es lösete sich alles bis auf eine geringe Menge eines schwärzlichen Schlamms, welcher nach dem Filtriren auf dem Filtro blieb auf. Nach der Abkühlung der Lauge fand sich kein Alaun abgesetzt. Die Lauge war und blieb farbenlos, schmeckte aber stark adstringirend und zeigte mit Lakmuspapier freye Säure.

Als sie etwas über die Hälfte eingedampft war, und in die Kälte gestellt wurde, war eine Salzmasse krystallisirt, aus welcher ich einige Alaunkörner auslas. Das übrige war ein etwas vitriolisches Bittersalz (schwefelsaure Talkerde) mit Glaubersalz gemengt, welches durch den Gehalt des bey dem Mehlmachen zugesetzten Flusses an salzsauren Natron entstanden seyn mogte. Die Muterlauge war etwas weniges gelblich von Farbe. Ich versetzte dieselbe mit etwas Kalilauge und fand daß Alaunmehl niederfiel. Daher setzte ich mehr von diesem Fällungsmittel hinzu und erhielt schönes Alaunmehl. Die von dem Alaunmehl abfiltrirte Flüssigkeit gab noch etwas gelbliche, ein wenig Eisenoxyd fallende Alaunkrystalle. Die letzte hiervon abgegossene und wieder eingedampfte Lauge gab bis zur Trockne eingedampft ein zerfließliches Salz aus salzsauren Eisen-

oxyd, salzsaurem Kali und salzsaurer Kalkerde bestehend.

Nach dem Aufwiegen aller Bestandtheile fanden sich:

1. Alaun schon gebildet		0,5 Quentchen.
2. vitriolisches Bittersalz und Glaubersalz		6,0 - -
3. gebildeter Alaun		3,2 - -
4. gelblicher Alaun		0,7 - -
5. salzsaures Eisenoxyd	}	
6. salzsaurer Kalk	}	6,9 - -
7. salzsaures Kali	}	
		17,3 Quentchen *).

Aus dieser Untersuchung geht hervor: daß man aus 100 Centner Vitriolstein noch 19 Centner Alaun gewinnen kann. Man löse z. B. 50 Centner desselben in der Bleypfanne in 150 Centner Wasser auf und lasse die Lauge bis zum Krystallisationspuncte sieden. Dann lasse man sie in einen Kühlkasten ab und lasse das vitriolhaltige Bittersalz daraus krystallisiren; und mache aus der überstehenden Lauge Alaunmehl. Dieses läutere man, indem man die von dem Bittersalz abgesonderten Alaunkrystalle hinzufügt, das Alaunmehl durch das Wachsmachen. Allenfalls kann man auch das Bittersalz durch wiederholte Auflösung und Krystallisation reinigen und zu Gute machen.

K. Anleitung zum Probiren der Tschermiger Alaunerze und Laugen.

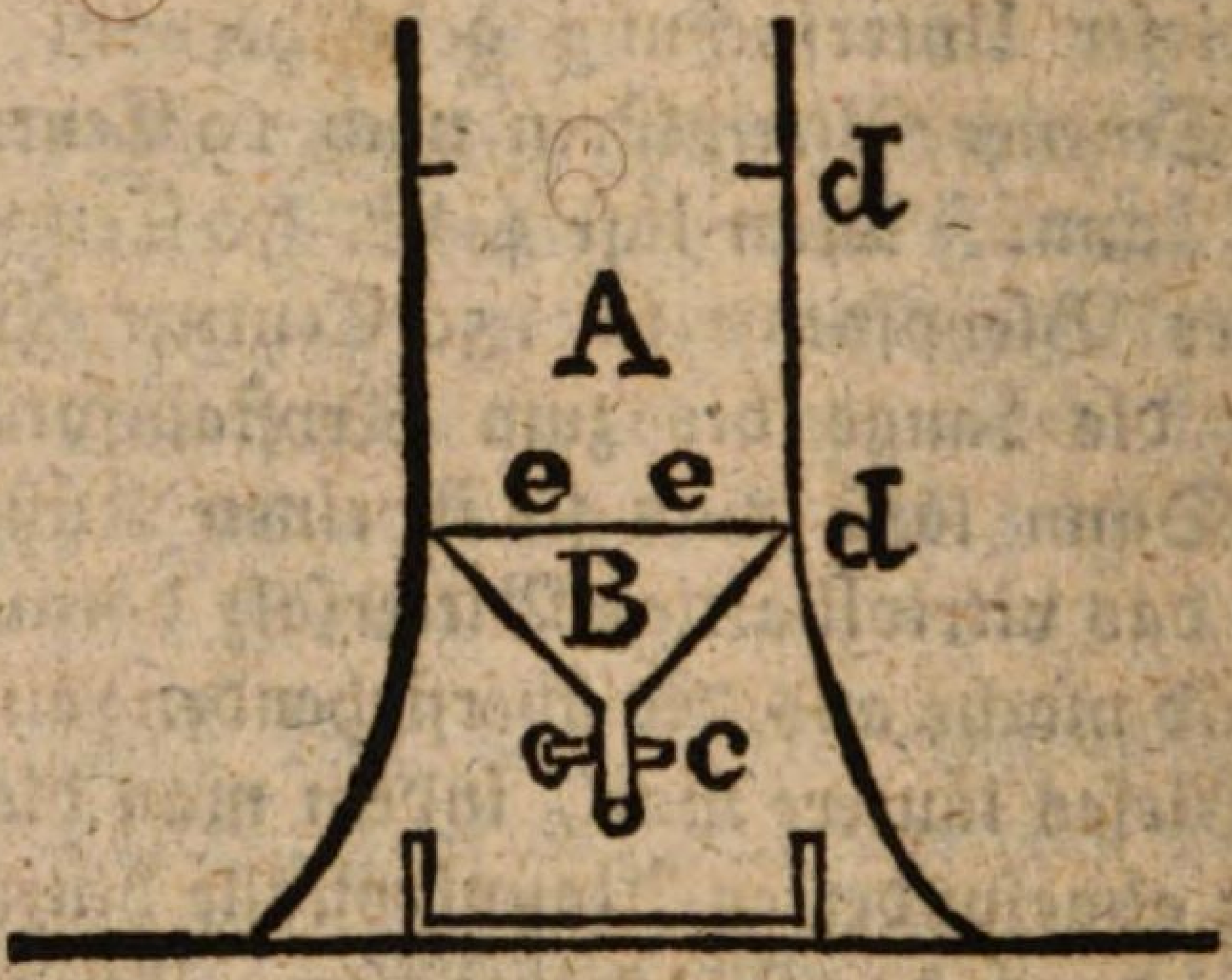
Das Probiren der Alaunerze und Laugen ist für ein jedes Alaunwerk von mancherley Nutzen. Bey dem Anbrechen einer neuen Haldenreihe zum Auslaugen gibt es vorläufig an, auf welches Ausbringen

*) Die Gewichtszunahme entstand hier darum, weil die untersuchte Salzmasse zum Theil ihres Krystallisationswassers beraubt war.

von Alaun man zu rechnen hat, und controllirt zugleich die Arbeit im Großen, ferner zeigt es ob gewisse Erze überhaupt laugenwürdig sind; man erfährt genau die Menge von Fällungsmittel zum Alaunmehlmachen für eine gegebene Menge von Erz und Lauge u. d. m.

Diese Proben müssen nicht zu sehr im Kleinen und auf die möglichst einfache Weise unternommen werden. Für die Tschermiger Alaunerze schlage ich folgende Probirungsart vor:

1. Man richte sich einen Auslaugeapparat auf folgende Weise ein:



A sey ein hölzerner $\frac{5}{4}$ Cubikfuß haltender Kasten, welcher sich unten trichterförmig endigt und dessen Trichter B mit einem Hahn c verschlossen ist. Von d bis d enthalte der Raum genau 1 Cubikfuß, e e sey ein hölzerner mit grober Leinewand beschlagener Rahmen welcher die eine Seite des Cubikfußraumes begränzt und zugleich als Seihewerkzeug dient.

Man fülle nun den Kasten von d bis d mit 1 Cubikfuß zu prüfenden Erzes und gieße bis zur Bedeckung des Erzes siedendes Wasser auf. Nach einigen Stunden lasse man die erste Lauge durch Oeffnung des Hahnes ab, und gieße nun ein zweytes Mal siedendes Wasser auf. Dieses lasse man 24 Stunden mit dem

Erze in Berührung und füge die alsdann abzulassende Lauge der erstern hinzu.

2. Man versiede die erhaltene Lauge — welche auch allenfalls zuvor durch das Aerometer gewogen werden kann — so lange in einem kleinen etwa ¼ Cubikfuß haltenden Bleypfännchen bis sie nach der Alaunwage bey 10° Temperatur ein Gewicht von 50° zeigt. Nun lasse man die Lauge in einem hohen mit zwey Hähnen versehenen cylindrischen Gefäße sich völlig klären. Der abgesetzte Schlamm ist nach beendigter Arbeit zu untersuchen, ob er vielleicht einige Krystalle von schon gebildetem Alaun enthalte.

3. Zum Alaunmehlmachen hat man stets eine Lauge aus einem Theile Alcali depuratum (basisches kohlensaures Kali) und zwey Theilen Wasser bereitet, vorräthig. Man muß genau bemerken wie viel man von dieser Lauge zur Fällung des Alaunmehles verwendet, um darnach zu bestimmen wie viel man Fluß oder eine andere alkalische Substanz im Großen zu nehmen hat. Um genau bey dem Mehlmachen zu operiren, nimmt man ⅞ der in Rede stehenden Gutlauge und sättigt sie unter stetem starken Umrühren in einem Zuckerglase so lange mit der Alkaliauflösung bis einige Flocken von Thonerde sich, nachdem das Schlämmen aufgehört hat, nicht minder auflösen wollen, welches ein Kennzeichen ist, daß etwas zuviel von der Kalilauge genommen worden ist. Um dieses auszugleichen füge man nun das rückständige ⅛ Gutlauge hinzu. Hat sich nach einigen Stunden das Mehl abgesetzt, so wird es auf ein Filtrum von Druckpapier gebracht; die Mutterlauge abfiltrirt und das Mehl mit wenig kaltem Wasser ausgesüßt. Das völlig trockne Alaunmehl wird sodann gewogen, und hiermit ist die Probe, da man schon weiß wie viel krystallirten Alaun man aus

einer gegebenen Menge Mehl erhalten kann — beendigt.

4. Die Mutterlauge und das Aussüßwasser kann man nun auf einer kleinen Glas= oder Porzellainschaale auf dem Ofen oder im Sandbade bis zur Hälfte etwa noch eindampfen, um zu sehen wie viel noch gelblicher Alaun nach ihrer Abkühlung daraus anschießt.

Vermöge dieser nur für das mögliche Ausbringen berechneten Probe fällt nun allerdings auch der Gehalt der zu untersuchenden Erze geringer aus und ich erhielt durch dieselbe aus 100 Quentchen rohen Tschermiger Alaunerz nur 57 Gran, also noch nicht 1 pro Cent Alaun, und aus 100 Quentchen gerösteten Tschermiger Alaunerzes 1 Quentchen 15 Gran Alaun.

Nehme ich nun die Möglichkeit einer viermaligen Auslaugung der Erze nach jeder neuen Verwitterung an, so wird der oben aufgestellte Satz, daß man aus 1000 Centr. Erz überhaupt auf 40 Centner Alaun rechnen könne, der Wahrheit sehr nahe kommend gelten. Die Probirung der Laugen auf den ausbringbaren Alaungehalt wird — versteht sich die Laugebereitung ausgeschlossen — auf eben die Weise als die Probe mit den Erzen es lehrt, unternommen.

Will man endlich den völligen Gehalt an Alaun welchen eine Lauge vermöge der analytischen Probe zu geben vermag, genau erfahren, so versetzt man etwa 100 Quentchen einer Alaunlauge mit Aetzammoniak, schlägt dadurch die Thonerde, Talkerde und das Eisenoxyd nieder, und sammlet den Niederschlag auf dem Filtro. Er wird noch feucht in die nöthige Menge Aetzlauge gebracht und mit dieser erwärmt. Nur die Thonerde löst sich auf; Eisenoxyd und Talkerde bleiben zurück, durch Salmiakauflösung schlägt man die Thonerde auf der filtrirten Flüssigkeit nie-

der, sammlet sie auf dem Filtro, süßt sie aus, trocknet, glühet und wiegt sie. Vermöge der Stöchiometrie läßt sich dann leicht die möglichst zu erhaltende Alaunmenge berechnen, nämlich: 10,82 Gewichtstheile wasserfreye Thonerde geben 100 Gewichtstheile krystallisirten Kalialaun.

L. Benutzung der Tschermiger Flötzmasse zur Beförderung der Vegetation.

In meinem Grundrisse der technischen Chemie, habe ich bereits angeführt, wie ich die verwitterbare Braunkohle als ein kräftiges Beförderungsmittel des Pflanzenwachsthums erkannt habe, und daß diese Kohle nun schon an einigen Orten, wie zu Oppelsdorf in der Oberlausitz, zu diesem Zwecke gewonnen wird. Da sich nun überdies in den Tschermiger und Liebischer Flötzen häufig Gyps mit einfindet; da ferner die Vegetation der über den Liebischer Flötzen wachsenden Waldbäume sich mit ihren Wurzeln bis auf die Tiefe von 35 Fuß fortzog, so hatte ich Ursache diese Flötzmasse für ein Düngmittel zu halten. Ich legte daher in einige Beete auf magern Haferstoppelfelde 1 Dresdner Scheffel Kartoffeln aus, und streuete in die Furche, in welche die Frucht gelegt werden sollte, 50 Pfd. gröblich zerkleintes Tschermiger sogenanntes Alaunerz ein. Die Kartoffeln standen den 28. July ganz vortrefflich und in voller Blüthe. Als zu Michaelis die Kartoffelerndte begann, zeigten sich die Kartoffeln gut ausgebildet und ich erhielt von dem ausgelegten Dresdner Scheffel 9½ Scheffel schmackhafte Kartoffeln von derjenigen Varietät, welche man hier voigtländische nennt, zurück.

Zu S. 320. Vitriolsiederey betreffend.

Kurze Beschreibung der Schwefelsäure-Fabrik mit Steinkohlenfeuerung zu Oberhohndorf *).

In genannter Fabrik sind 2 verschiedene Arten von Oefen zur Bereitung der Schwefelsäure vorhanden: Einfache und Doppelöfen, deren Unterschied sich aus folgender Beschreibung ergeben wird.

1) Einfache Oefen (Tab. VIII. Fig. A.). Die Grundmauer eines solchen Ofens bilden 2 von Steinen oder Ziegeln gemauerte Pfeiler a, wovon jeder 1 Elle 6 Zoll breit, 1 Elle 6 Zoll hoch und 6 Ellen lang ist, und welche 12 Zoll weit von einander abstehen, welcher Abstand den Aschenfall f ausmacht. Auf diesen Pfeilern liegen 4 bis 6 Zoll starke Platten b von Thonschiefer oder feinem Sandstein, die man Calcinirplatten oder den Calcinirheerd nennt. Diese müssen für ihre Bestimmung sehr gut zusammengearbeitet seyn, und decken die ganze obere Seite der Pfeiler bis auf 1 Zoll gegen den Aschenfall, welcher als Lager für den Rost unbedeckt bleibt. Auf dieses Lager über den Aschenfall f, wird der Feuerheerd g gelegt, welcher aus einen Rost besteht, 12 Zoll breit und 5 Ellen lang ist, und entweder aus eisernen Roststäben, oder aus dazu aus Thon gefertigten Roststiegeln hergestellt. Braucht man einen eisernen Rost, so ist es nöthig, daß man bey der Herstellung der Pfeiler, eiserne Tragebalken mit einmauert, auf die die Roststäbe an ihren Enden aufgelegt werden können.

---

*) Da die Ausscheidung der Schwefelsäure aus dem Eisenvitriol hie und da von den Besitzern der Vitriolwerke selbst betrieben wird, so wird hoffentlich eine Mittheilung dieses Processes für die Hüttenkunde nicht unwillkommen seyn.

Die erwähnten Rostziegel sind 13 Zoll lang, so daß sie noch 1 Zoll Länge übrig haben, um über den Aschenfall auf die Grundmauer aufgelegt werden zu können, 8 Zoll hoch und $2\frac{1}{2}$ Zoll stark, haben aber nach Fig. B. an den Enden noch eine $\frac{3}{4}$ Zoll breite Kante, die dazu dient, um die Ziegel von einander entfernt zu halten, damit die Asche durchfallen kann *).

An die Seiten dieses Rostes werden nach der Länge auf die Grundmauer a, die beyden Seitenmauern c aufgeführt, welche jede 15 Zoll hoch und 6 Zoll stark sind, welche Stärke aber nach oben zu abnimmt, und nur noch 3 Zoll ausmacht, weshalb die Ziegel verhauen werden müssen, so daß die Seitenmauern oben 18 Zoll von einander abstehen.

Die vordere Stirnmauer des Ofens, in welcher das Ofenloch von 12 Zoll Weite und 12 Zoll Höhe befindlich ist, ist 1 Elle breit, 1 Elle hoch und 12 Zoll stark. Die hintere Stirnmauer, die so wie die vordere auf beyden Pfeilern ruhet, ist 3 Ellen breit, 1 Elle hoch und 1 Elle stark.

Auf den beyden äußern Kanten der Pfeiler wird der Länge derselben nach eine schwache Mauer d 6 Zoll breit und 8 Zoll hoch aufgeführt. Auf diese äußere und die schon vorhin erwähnte innere Seitenmauer, werden Steinplatten e aufgelegt, um diesen 18 Zoll weiten Raum zu bedecken, und dadurch die Calcinirhöhlen herzustellen.

Auf den beyden innern Seitenmauern c des Ofens, werden die Kolben k, in die der zu destillirende Wi-

---

*) Es ist zwar wahr, daß ein Rost von Thonziegeln nicht die Dauer eines eisernen hat, aber die Erfahrung hat auch zugleich erwiesen, daß die Kosten eines Thonziegelrostes, nebst den damit verbundenen Reparaturen das Anlags-Capital eines eisernen bey weitem noch nicht erreichen, weshalb also ersterer den letztern vorgezogen wird, und auch in der genannten Fabrik eingeführt ist.

triol eingetragen worden ist, in den 18 Zoll weiten Ofen, von beyden Seiten so eingelegt, daß sie in der Mitte zusammenstoßen, und der Reihe nach ½ Zoll von einander abstehen. In einem dergleichen Ofen liegen der Länge nach auf jeder Seite 20 Kolben, also auf beyden Seiten 40 Stück. Auf diese und zwischen diese Kolben, werden auf beyden Seiten Ziegel 13 Zoll breit, 6 Zoll hoch, die man Riegelziegel nennt aufgesetzt, und auf diese wieder Ziegelplatten h von 1 Elle Länge und 12 Zoll Breite gedeckt, die auf diese Art den Ofen zudecken. An den Seiten dieser Platten sind Löcher angebracht, die wenn zwey aneinander stoßen eine kreisförmige Oeffnung bilden, die dazu dienen, um Zug in den Oefen herzustellen Fig. C.

Auf die zu beyden Seiten befindlichen Calcinirhöhlen werden die Vorlagen i zu jedem Kolben vorgesetzt, um sie, wenn es nöthig ist, jedem Kolben vorlegen zu können.

2) Doppelöfen. Diese sind auf eben dieselbe Art gebaut wie die einfachen, nur stehen sie in der Mitte einer Hütte, so daß sie an den Seiten der Stirnmauern frey bleiben und umgangen werden können. Sie haben auf beyden Seiten ein Schürloch und sind 7 Ellen 12 Zoll lang, so daß in einem Doppelofen 24 Stück Kolben liegen, und daß er auf beyden Seiten gefeuert werden muß. Noch findet sich eine dritte Art von Oefen, die den erstern in allem gleicht, nur daß sie blos 4 Ellen lang sind, und daher nicht so viel Kolben in sie eingelegt werden können.

Diese beyden letztern Arten von Oefen sind auf jeden Fall der erstern vorzuziehen, und zwar deshalb, weil der Brenner die Feuerung mehr in seiner Gewalt hat, indem er bey den langen die Steinkohlen mit der Schaufel weiter werfen muß, und dadurch auch zweytens mehr Kolben zerschlagen werden, wo-

durch also auch ein Ersparniß an Geschirr erwächst. Der Nachtheil aber den diese Oefen haben, ist der, daß sie 1) mehr Mauer erfordern und 2) auch mehr Raum einnehmen, was die Baukosten der Gebäude und der Oefen selbst vermehrt.

Das dazu nöthige Geschirr sind Kolben, Vorlagen und Flaschen. Nach dem Brennen ist ein solcher Kolben 17 Zoll lang, unten auf dem Boden äußerlich 4 Zoll weit und ½ Zoll stark. Da wo er am weitesten ist, nämlich in dem Bauch beträgt die Weite 5⅓ Zoll. Fig. D.

Die Vorlagen E, die bey andern Brennereyen weit kleiner sind, sind nach dem Brennen 20 Zoll hoch, unten auf dem Boden äußerlich 5 Zoll weit, bey 6 Zoll Höhe vom Boden 6 Zoll weit, und laufen dann nach der Mündung zu, so daß solche oben 2½ Zoll weit und ¼ Zoll stark sind, damit sie in den Kolben eingepaßt werden können.

Die Flaschen F, in denen die Schwefelsäure versendet wird, sind von verschiedener Größe, so daß sie 1 bis 30 Pfd. Schwefelsäure enthalten. Die gewöhnlichsten sind 17 Zoll hoch, 7½ Zoll weit, welche Weite jedoch auf dem Boden etwas geringer ist.

Da nun der Bedarf an dergleichen Geschirr bey dieser Fabrik sehr bedeutend ist, und ehemals dieses Geschirr alles aus Waldenburg mußte herbey geführt werden, wodurch sich die Kosten sehr vermehrten, so wurde der Versuch gemacht, dieses Geschirr selbst zu fertigen, und mit Steinkohlenfeuerung zu brennen. Da sich sehr bald ergab, daß das Geschirr von eben der Güte und Haltbarkeit wie das Waldenburger sey, so wurde ein zur Steinkohlenfeuerung nöthiger Ofen hergestellt, der etwas von einem gewöhnlichen Töpferofen abweicht; in diesem Ofen ist nun schon seit 7 Jahren das zu dieser Fabrik nöthige Geschirr gebrannt worden.

Auf jeden Kolben werden 2 Pfd. ordinärer käuflicher Vitriol zu einem Brand gerechnet, und in die Calcinirhöhlen des Ofens gebracht, wo selbiger während der Destillation des in den Retorten befindlichen Vitriols von der durch die dünnen Wände tretenden Wärme seines Krystallisationswassers beraubt wird und dadurch $\frac{1}{3}$ bis $\frac{1}{2}$ seines Gewichts verliert. Ist nun der Vitriol so calcinirt, so wird er in zuvor mit einem Kitt von Lehm und Todtenkopf beschlagenen und getrockneten Kolben eingetragen; sind nun alle Kolben mit dem calcinirten Vitriol besetzt, so macht der Brenner allmählig Feuer unter selbige, feuert einige Stunden allmählig so lange fort, bis das in dem Vitriol noch befindliche Phlegma abgedampft ist, und die Oeldämpfe sich zeigen. Während dieser Zeit besorget der Brenner den Vorschlag in die Vorlagen und richtet sich den Kitt zum verlutiren der Kolben vor. Der Vorschlag welcher in die Vorlagen gebracht wird, muß reines Brunnenwasser seyn, und seine Quantität richtet sich nach den Bränden, wie viel deren auf einmal gemacht, und wie stark das Oel werden soll. Gewöhnlich rechnet man auf einen Kolben zu einem Brand 2 Loth Wasser; sollen nun 3 Brände nach einander gemacht werden, welches größtentheils gewöhnlich geschieht, ehe die in den Vorlagen erhaltene Schwefelsäure ausgegossen wird, so werden 6 Loth Wasser auf eine Vorlage vorgeschlagen. Ist nun dies alles geschehen, und sind die in den Vitriol noch enthaltenen wässerigen Theile rein abgedampft, so werden die Vorlagen an die Kolben vorgelegt und mit gutem Lutirlehm so gut verstrichen, daß während des Brennens keine Dämpfe verloren gehen, sondern alle in die Vorlagen treten müssen. Nach erfolgter Verlutirung führt der Brenner seine Feuerung mehrere Stunden allmählig fort, dann aber vergrößert

er selbige nach und nach so, daß die letzten 6 Stunden die Kolben immer weißglühend erhalten werden müssen. Sieht er nun daß der Vitriol hinlänglich durchglüht ist, und keine öligen Dämpfe in selbigen mehr vorhanden sind, welches er dadurch erfährt, daß er die letzten Stunden an jedem Ofen einige Vorlagen losschlägt, und in den Kolben sieht, ob der Vitriol gehörig durchglühet, und keine Dämpfe mehr abgehen, so läßt er die Feuerung abgehen, und die Oefen bleiben 8 bis 10 Stunden zum Abkühlen stehen. Nach erfolgter Abkühlung schlägt der Brenner die Vorlagen los, schlägt den Lutirlehm von solchen rein ab, verdeckt die Vorlagen, setzt selbige auf die obern Ofenplatten, und zieht den ausgebrannten Vitriol oder sogenanten Todtenkopf aus den Kolben ganz rein aus. Ist dies geschehen, so untersucht der Brenner sämmtliche in dem Ofen liegende Kolben ob selbige noch gut oder zersprungen sind, wechselt die zersprungenen für neue, welche Tags vorher beschlagen und getrocknet worden sind, wiederum ein, ziehet den calcinirten Vitriol aus den Calcinirhöhlen hervor und besetzt jeden Kolben wieder.

Ein Brenner versorgt 4 einfache lange oder 3 Doppelöfen, und braucht zu deren Vorrichtung ungefähr 10 bis 12 Stunden, zur völligen Abfeuerung aber 36 Stunden, so daß er wöchentlich 3 Brände fertigen kann. Sind nun diese 3 Brände gefertigt, so wird nach geschehener Abkühlung der Oefen, die in den Vorlagen gesammelte Schwefelsäure in die nöthigen Flaschen ausgegossen, verwogen und in Kästen von 2 bis 6 Flaschen verpackt, vorher aber dessen Reinheit und Stärke durch die Stoppanische Waage untersucht. Ist der Vitriol rein und gut, und von fremdartigen Theilen frey, und hat der Brenner das Phlegma gehörig abgetrieben, seine Vorlagen gut und rein gehalten, so ist die erhaltene Schwefelsäure

gut und weiß und wiegt 78 bis 79°, von welcher Stärke es von hiesiger Fabrik versendet wird.

Zu Verbrennung eines Ctr. käuflichen Vitriols wird 1 Karrn oder 5 Dresdner Scheffel Steinkohlen und zu 50 bis 60 Centner 1 Klafter 6viertliches Scheitholz, welches zur Anfeuerung nöthig ist verbraucht.

Die Steinkohlen liefern die Flötze bey Zwickau. Es sind diejenigen Arten von Schwarzkohlen, welche ich im Jahre 1799 chemisch-hüttenmännisch bearbeitete, und über deren Bestandtheile man in meinen Sammlungen chemischer Abhandlungen 3ter Band. S. 119. u. s. f. die nöthigen Mittheilungen findet.

Zusatz für die Schwefelwerke.

Aufforderung zur fabrikmäßigen Bereitung des Schwefelalkohols für den Handel.

Der Schwefelalkohol ist ein von mir bereits im Jahre 1796 vorläufig aufgefundenes, im Jahre 1803 aber zuerst genauer bestimmtes Kunstprodukt*), aus 84,83 Theilen Schwefel und 15,17 Theilen Kohlenstoff bestehend. Ich belegte diesen merkwürdigen Körper wegen seiner außerordentlichen Feinheit und Flüchtigkeit und wegen seines starken Schwefelgehaltes mit dem Namen Schwefelalkohol. Seit jener Zeit ist nun zwar diese Substanz häufig von Physikern und Chemikern im Kleinen bearbeitet, und dadurch das von mir angegebene Verhalten desselben bestätigt worden; allein um dieselbe zum Gebrauche in das gemeine Leben einzuführen, wozu sie sich in mancherley

*) s. meine Beiträge zur Erweiterung der Chemie. Erster Bd. Freyberg bey Craz u. Gerlach. 1804. S. 1. u. f.

Hinsicht eignet, fehlt es noch an einer Zubereitung derselben in größerer Menge. Daß man aber bemüht ist, den Schwefelalkohol in die Arzneykunde und Technik einzuführen, ersehe ich aus den fortdauernd an mich ergehenden brieflichen Anfragen um dessen Ueberlassung. Da die Zubereitung desselben in chemischen Laboratorien im Kleinen sehr mühsam ist, so würden auch Physiker und Chemiker ihn den Verfertigern im Großen gern abnehmen, und es eignet sich der Proceß vorzüglich für diejenigen Schwefelwerksbesitzer, welche den Schwefel aus Schwefeltreiberöhren ausscheiden. Dieser Körper stellt sich als eine wasserhelle Flüssigkeit dar, welche das Licht beynahe eben so stark als der Demant, bricht; ist ungemein flüchtig und erregt bey der Verdunstung eine so starke Kälte, daß man in einigen Minuten durch ihn mitten im Sommer leicht Eis erzeugen kann. Er löst eine Menge von Körpern schnell und mit Leichtigkeit auf, als Harze, Kampher und Phosphor. Er selbst und diese Auflösungen lassen sich sodann leicht mit ätherischen und fetten Oelen mit Weingeist und Aetherarten verbinden.

Vermöge der letztgenannten Eigenschaften eignet sich der Schwefelalkohol zu sehr mannigfaltigen Compositionen für die Arzney- und Wundarzneykunde. Der berühmte D. Rappe, so wie einige andere Aerzte haben dessen Gebrauch als innerliches Arzneymittel sehr wirksam bey fixirter Gicht gefunden. Aeußerlich theils für sich, theils in Verbindung mit Kampher und Mandelöl habe ich ihn selbst bey leichten rheumatischen Uebeln mit ausgezeichnetem Erfolg angewendet. Bey Brandschäden bis zur Röthe, wo noch keine Zerstörung der Haut statt findet, leistet er augenblicklich vortreffliche Dienste. Recht sehnlich wünsche ich daher, daß der Schwefelalkohol in den Apotheken möge eingeführt werden, und, daß

sich die Aerzte mit der weitern Anwendung desselben befassen mögen. Der Schwefel in einer so flüchtigen, auf die Organe leicht wirksamen Gestalt, muß sich als Arzneymittel bewähren. Für die Technik eignet sich der Schwefelalkohol zu schnell trocknenden Firnissen aller Art; und die Auflösung des Kopals und anderer Harze läßt sich sodann nach Belieben durch Weingeist, fette und ätherische Oele verdünnen. Da er über die Hälfte seines Gewichts Phosphor auflöst, so giebt er nicht allein ein leichtes Mittel zur Reinigung des Rohphosphors ab, sondern die Auflösung kann auch zu Feuerzeugen benutzt werden. Bringt man z. B. einen Tropfen der Phosphorauflösung mit dem Dochte eines Lichtes in Berührung und haucht den Docht an, so fängt er sogleich Feuer. Ohne den Docht anzuhauchen, erfolgt die Entzündung erst nach 8 bis 10 Minuten. Es gewährt eine Unterhaltung, wenn man z. B. 12 Lichter auf den Tisch stellt, deren Dochte mit jener Phosphorauflösung angefeuchtet sind. Man sieht sodann nach einiger Zeit die Lichter sich selbst anzünden.

Würde der Schwefelalkohol im Großen wohlfeil genug dargestellt, so würde man sehr leicht auf folgende Weise im Sommer Eis sich verschaffen können. Es würde eine blecherne Büchse mit dünnem baumwollenem Zeuge einfach umwunden, und mit der Substanz, welche gefrieren soll, gefüllt. Nun feuchtet man die Hülle der Büchse mit Schwefelalkohol an, und schwenkt sie in der Luft; wiederholt dieses einigemale und die Gefrierung wird bald erfolgen. Die Kälte welche die Verdunstung des Schwefelalkohols erregt, ist so groß, daß man durch sie leicht das Quecksilber zum Gefrieren bringt.

Am vorzüglichsten würden sich zu der Bereitung des Schwefelalkohols die Schwefelwerke selbst eignen. Gemeine Schwefelkiese geben dieses Produkt nur,

wenn man sie mit dem vierten Theile ihres Gewichtes Kohlenstaub vermischt und destillirt; hingegen die so häufig in den Braunkohlen vorkommenden Schwefelkiese, welche die Mineralogen Leberkies nennen, geben aus dem Centner über 10 Pfund dieses Produkts. Zu dem ersten Versuche, wozu ich also besonders den Leberkies empfehle, könnte man einen kleinen gewöhnlichen Schwefeltreibeofen *) mit etwa zwey Röhren erbauen, und dessen bekannte Einrichtung nur folgendermaßen abändern: Gewöhnlich werden die Schwefeldämpfe und Tropfen sogleich aus dem Schnabel der Treiberöhren in vorgesetzte mit Wasser gefüllte metallene oder hölzerne Vorlagegefäße geleitet. Dieses geht aber bey der Zubereitung des Schwefelalkohols nicht; er würde sich sogleich verflüchtigen.

Man muß daher ein drey Ellen langes kupfernes Zwischenrohr so anlegen, daß man es über den Schnabel der Treiberöhren greifend ankittet. Hierzu dient ein Kitt aus gleichen Theilen Eyweiß, Roggenmehl, Ziegelmehl und Hammerschlag mit etwas Wasser zur Kittconsistenz gebracht. Das untere Ende des sich bis etwa auf zwey Zoll verengernden Kupferrohres läßt man unter das Wasser der Vorlagegefäße — welche aber sehr kühl gehalten werden müssen — treten.

Man feuert nun, nachdem jede Treiberöhre mit 1 Centner Kies gefüllt worden ist, wie gewöhnlich bey dem Schwefeltreiben. In den ersten Stunden wird eine starke Gasentbindung statt finden; dann kommt erst der Schwefelalkohol in dicken Tropfen, welche unter dem Wasser niederfallen. Ein aufmerksamer Beobachter wird sodann die Feuerung beendi-

*) Die Beschreibung desselben sehe man in meiner Hüttenkunde im 4ten Bande nach.

gen, wenn keine solche Tropfen mehr fallen. Der zuerst übergegangene Schwefelalkohol ist bräunlich von Farbe. Man füllt ihn mit etwas Wasser bedeckt in gläserne Retorten, und zieht ihn bey einer höchst gelinden Sandbadwärme von 30 bis 35° Reaumür ab, wobey man aber auch die Vorlagen stets sehr gut abkühlen muß. Ueberhaupt ist bey dem ganzen Processe zu bedenken, daß man es mit einem höchst flüchtigen Körper zu thun hat. Der auf vorgenannte Weise rectificirte Schwefelalkohol ist nun farbenlos und muß sogleich in Gläsern mit eingeriebenen Glasstöpseln aufbewahrt werden. Man verbinde die Gläser mit Blase und bewahre sie zur Versendung auf.

Fände sich Jemand, der sich mit dieser neuen Fabrikation beschäftigen wollte, so will ich ihm gern noch sonst mit gutem Rathe an die Hand gehen; auch für die öffentliche Bekanntmachung zum Verkauf an Physiker, Chemiker, Apotheker und Techniker mit Sorge tragen.

Supplemente

zum

vierten Bande des zweyten Theiles

der Hüttenkunde.

Eisenhüttenwesen betreffend.

Bemerkungen über die Zustellung und den Betrieb verschiedener Hohöfen in Oberschlesien (gesammlet im Jahre 1822) *).

Gleiwitzer Hütte (Coacksbetrieb).

Der Hohofen ist 40 Fuß rheinländisch hoch; seine größte Weite im Kohlensack beträgt 10 Fuß 3 Zoll; die Weite an der Gicht 4 Fuß 7 Zoll. Die Rast steigt unter einem Winkel von 67° auf. Die Höhe von der Rast bis zum Kohlensack beträgt 6 Fuß. Er hat eine pyramidale Gestalt und außer 16 Trageisen noch 30 Anker. Er ruhet auf einem Kreutzgewölbe und hat eine Kreutzanzucht. Das Verhältniß seiner Basis zur Höhe ist 1 : 1 und die Verjüng des Schachtes beträgt pro Fuß ¾ Zoll. Er ist mit 2 Schachtfuttern versehen und zwischen dem Rauch- und Kernschacht hat er eine 3 Zoll starke Füllung aus Sand und Thon. Die Höhe des Gestelles vom Bodensteine bis zur Rast beträgt 6 Fuß 5 Zoll; die senkrechte Höhe der Rast 8 Fuß 10 Zoll und die des Kohlensacks 6 Fuß. Die Gestellmasse wird aus Thon und Ziegelmehl von feuerbeständigen Ziegeln, von welchen ¼ Erbsengröße hat, gebildet. Die Rast wird aus feuerbeständigen Thonziegeln erbauet. Die Länge des Gestelles vom Rücksteine bis zur Basis des Wallsteins beträgt 5 Fuß und bis zum Vorheerde 6 Fuß; bis zum Formmittel 9 und 9½ Zoll. Die Länge des

*) Diese Bemerkungen habe ich aus einigen mir durch Hrn. Alex mitgetheilten Notizen über das schlesische Eisenhüttenwesen ausgezogen. Dieser junge wohl unterrichtete Hüttenelève von Lauchhammer bereisete Schlesien im Jahre 1822. Es können diese Bemerkungen zum Vergleich des Coacksschmelzens mit dem Holzkohlenschmelzen dienen.

Gefäßes bey der Rast ist $2\frac{3}{4}$ Fuß und in der Formhöhe 18 Zoll; die Breite desselben bey der Rast $2\frac{3}{4}$ F. Die Entfernung der Form vom Boden beträgt 22 Zoll und die Breite des Heerdes 18 Zoll. Der Vorheerd ist 12 Zoll lang. Der Tümpelstein ist 26 Zoll dick. Das gußeiserne Tümpeleisen ist 4 Zoll dick und 2 Fuß lang. Der Wallstein liegt mit der Form in gleicher Höhe und die Form horizontal. Ihr Rüssel liegt in der Mittellinie und hat $2\frac{1}{4}$ Zoll im Durchmesser; von gleichem Durchmesser ist die Düse welche $2\frac{1}{2}$ Zoll in der Form zurück liegt. Der Inhalt der Kohlengichten = $14\frac{1}{9}$ Cub. Fuß Rheinisch; es werden aber jedesmal zwey derselben geschüttet. Den nöthigen Wind liefert ein Cylindergebläse welches durch ein mittelschlägiges Kropfrad bewegt wird. Es ist doppelt wirkend und hat 4 Fuß Hub. Der Durchmesser des Cylinders ist 4 Fuß. Tritt Wassermangel ein, so wird es mittelst einer Dampfmaschine betrieben. Zu Anfange der Schmelzzeit wird mit $1\frac{1}{2}$ Pfd., in der Mitte derselben aber mit $2\frac{1}{4}$ Pfd. Pressung geblasen. Der Ersatz beträgt im Anfange der Schmelzzeit $1\frac{1}{2}$ Ctr.; gegen die Mitte derselben steigt man bis zu $4\frac{1}{4}$ Ctr.; man kann durchschnittlich $3\frac{1}{4}$ Ctr. Erz, so wie $\frac{5}{8}$ Ctr. Kalkstein und $\frac{1}{2}$ Ctr. Hohofenschlacken rechnen. Kann der Hohofen bey einem Erzsatz von $4\frac{1}{4}$ Ctr. noch mehr tragen, so gibt man pro Gicht $\frac{1}{2}$ Ctr. Brucheisen mit auf. Man schmelzt mit 8 p. C. Eisenabgang. Die Erze sind theils Stuff-, theils milde Erze aus dem Flötzkalksteingebirge zu Jannowitz, und Thoneisensteine aus dem Kohlensandsteingebirge. Die milden Erze halten 26 p. C.; die Stufferze 60 und die Thoneisensteine 38 p. C. Eisen. Die Letztern, welche oft Phosphorsäure enthalten, müssen geröstet werden; die beyden ersten Sorten enthalten oft Gallmey eingemengt. Den Kalkstein bezieht man aus der Gegend von Orzeschof. Er bildet

in der Nähe des Kohlensandsteingebirges hervorragende Kuppen; ist von grauweißer Farbe und oft voll von Versteinerungen. Die Steinkohlen kommen von der Königlichen Luisengrube zu Sabrze; es sind theils Grob-, mehrentheils aber Schieferkohlen mit Anthracit und Gypslamellen vermengt. Sie sintern leicht zusammen. Die Coacks werden theils in Theeröfen theils in Meilern erzeugt; auch bezieht man von Sabrze Backofencoacks. Die Theeröfencoacks sind die dichtesten; weniger dicht die Meilercoacks und am lockersten die Backofencoacks. Um 110 Pfd. Roheisen zu erzeugen bedurfte man 349 Pfd. Erz, 61¾ Pfd. Kalkstein und 10⅘ C. F. Coacks. 100 Pfd. Erzbeschickung gaben nach der kleinen Probe 32 Pfd. und gaben bey dem Ausbringen 28,8 Pfd. Roheisen. In 24 Stunden werden im Durchschnitt gesetzt: 146¼ C. Eisenerz, 23½ Ctr. Kalkstein mit 635 C. F. Coacks. Die Zahl der Gichten beträgt in 24 Stunden 45 und die Erzeugung des Roheisens in dieser Zeit 50 Ctr. Die Preise der Beschickungsmassen sind pro Cubikfuß:

Erz 2 Gr., Kalkstein 1 Gr., Meilercoacks 1 Gr. 6 Pf., Theerofencoacks 19 Pf., Backcoacks 8 Pf.

Ein solcher Ofen wird mit 11 Mann betrieben. Es sind nämlich: 2 Hohöfen, 4 Aufgeber, 2 Erzläufer, 2 Kaltpocher und 1 Schlackenläufer.

Das Gebläse liefert in der Minute 1991 C. F. Luft in den Ofen. Da der Cubikinhalt des Ofens 2330 C. F. beträgt, so ist das Verhältniß desselben zu der in einer Minute eingepreßten Luft wie 1 : 0,8. Die Schmelzzeit von welcher diese Bemerkungen genommen sind, währte 43 Wochen, und wurde der Ctr. Roheisen mit 1 Rthlr. 12 Gr. Kosten erzeugt. Man verwendete dasselbe zu Sand- halben und ganzen Lehmguß.

Kreutzburger Hütte (Holzkohlenbetrieb).

Der Hohofen ist 28½ Rhl. Fuß hoch, im Kohlensack 7 Fuß und an der Gicht 3½ Fuß weit. Die äußere Gestalt desselben ist pyramidal, und er hat außer 16 Trageisen noch 15 Anker. Seine Kreutzanzucht ist mit gußeisernen Platten bedeckt. Der Grund des Ofens besteht aus Werkstücken von Sandstein und das Verhältniß der Basis zur Höhe = 1 : 1. Er hat 3 Schachtfutter und 2 Füllungen. Die zwischen dem Kern- und Rauchschachte ist 6 Zoll und jene zwischen dem zweyten und dritten Schachtfutter 3 Zoll weit. Die Füllmasse ist Sand und Thon. Das Gestell ist von dem Bodenstein bis zur Rast 5 Fuß 6 Zoll hoch; die senkrechte Höhe der Rast ist 4 Fuß und des Kohlensacks 2 Fuß 6 Zoll. Der Neigungswinkel der Rast beträgt 60 Grad, und das Gestell ist aus feinkörnigem Sandstein erbauet; die Rast hingegen aus feuerfesten Thonziegeln. Die Länge des Gestelles vom Rückstein bis zum Vorheerde ist 5 Fuß 4 Zoll; bis zum ersten und zweyten Formmittel 9¾ und 11¾ Zoll. Die Länge des Gefäßes bey der Rast 2 Fuß 8 Zoll; in der Formhöhe 2 Fuß. Eben so breit ist es bey der Rast. Die Entfernung der Form vom Backen beträgt 15 Zoll; die Breite des Heerdes ist 18 Zoll und die Länge des Vorheerdes 15 Zoll. Der Tümpelstein hat eine Stärke von 2 Fuß 2 Zoll. Der Wallstein liegt einen Zoll tiefer als die Form, letztere aber horizontal und in der Mittellinie. Ihre Mündung ist 1⅝ Zoll und die der Düse 1¾ Zoll weit. Die Düse liegt 3 Zoll in der Form zurück. Die Größe der Kohlengichten beträgt 32 Cub. F. Den Wind liefert ein hölzernes Kastengebläse mit 3 Kästen. Es wirkt im Anfange der Schmelzzeit mit ½ Pfd., und in der Mitte bey dem höchsten Satze mit ⅝ bis $\frac{11}{16}$ Pfd. Pressung. Der Erzsatz auf die Gicht ist im Anfange 2 Ctr.; nach

und nach steigt man bis zu $5\frac{1}{4}$ Ctr.; oder im Durchschnitt $4\frac{1}{4}$ Ctr. mit $\frac{5}{8}$ Ctr. Kalkstein. Bey gutem Gange wird auch pro Gicht $\frac{1}{2}$ Ctr. Brucheisen mit gesetzt und der Abgang wird zu 8 p. C. angeschlagen. Die Erze bestehen aus derben und mulmigen Thoneisensteinen von Babkowska und Schiebnick; die letztern sind mulmig. Es findet sich in der Nähe auch Raseneisenstein, von welchem aber nur für den Kugelguß gesetzt wird. Der Kalkstein kommt aus der Gegend von Malagane und ist von gleicher Art wie der oben beschriebene. Man schmelzt mit Holzkohlen aus kiefernem Holze in stehenden Meilern erhalten. Die Klafter Holz zu 108 Rhl. C. F. kostet dem Werk 1 Rthlr. Um 110 Pfd. Roheisen zu erzeugen sind nöthig: 347 Pfd. Eisenstein, 66 Pfd. Kalkstein und $18\frac{3}{4}$ C. F. Kohlen. Die Beschickung gibt nach der kleinen Probe 32 p. C. und im Großen 31 p. C. Roheisen. In 24 Stunden verschmelzt man durchschnittlich $144\frac{1}{2}$ Ctr. Erz, $28\frac{4}{7}$ Ctr. Kalk mit 896 C. F. Kohlen, und setzt in dieser Zeit 28 Gichten durch, wobey 48 Ctr. Roheisen fallen. Der Ofen hat zu seiner Bedienung 9 Mann nöthig. Der cubische Inhalt des Ofens verhält sich zu der in einer Minute eingepreßten Luftmenge wie 1 : 0,7, und die Menge der in dieser Zeit eingeblasenen Luft = 600 C. F. oder bey $\frac{5}{8}$ Pfd. Pressung 594 C. F. Die letzte Schmelzzeit des Ofens betrug im Jahre 1821 — 22, 44 Wochen, und kam dem Werke der Ctr. Roheisen 1 Rthlr. 4 Gr. zu stehen.

Zu S. 317. Das Eisenwerk Lauchhammer betreffend.

Uebersicht des Ausbringens in Nr. 41ste Woche der 30sten Schmelzcampagne. $18\frac{2}{2}\frac{3}{4}$.

Ein Auflaufen von 60 Karren bestand aus 52 Karren Raseneisenstein, 6 Karren Rotheisenstein und

2 Karren gerösteten Magneteisenstein mit $5\frac{1}{2}$ Karren Kalkzuschlag. Hiervon wurden à Gicht auf 36 C. F. = 128 Metzen kieferne Kohlen aufgegeben. In 24 Stunden wurden 20 Gichten gemacht. Der sämmtliche Aufwand an Materialien betrug auf die Woche:

a. Eisenstein. 247 Schffl. Raseneisenstein, 38 Schffl. Gangerz.
b. $93\frac{5}{8}$ Ctr. Kalk = 9,1 Procent.
c. 4 Schock 48 Kübel Kohlen zu 144 Gichten à Kübel 18 C. F.

Das Ausbringen war $338\frac{3}{4}$ Ctr. 18 Pfd. Roheisen.

Uebersicht der 30sten Campagne.

Es sind verschmolzen 40467 Ctr. Eisenstein mit 4824 Ctr. Kalk, also 11,9 p. C. Zu der Verschmelzung der Gesammtbeschickung von 45291,1 Ctr. wurden 15131,6 Ctr. Kohlen = 247608 C. F. Kohlen verbraucht und $15867\frac{1}{2}$ Ctr. 13 Pfd. Roheisen, also 39,2 p. C. ausgebracht. Wie man ersieht übertraf also diese Campagne in Hinsicht der Menge des erzeugten Roheisens, die S. 317 aufgeführte um 4027 Centner.

Ueber die Bestimmung der Kosten des Roheisens *).

(Hiezu die Tabellen A. B. C.)

Bey einem großen Theil der Eisenhüttenwerke im Allgemeinen, so wie bey einem Theil derjenigen, welche mit Recht ihren Haushalt geordnet nennen können, ist es üblich, ja so zu sagen zur Gewohnheit geworden, erst nach jedem beendigten Schmelzen eine

*) Hr. Bergcommissionsrath Lattermann, Besitzer des Eisenwerks Morgenröthe im Erzgebirge, ein sehr wissenschaftlicher Eisenhüttenmann, hatte auf meine Bitte die Gefälligkeit, mir nachfolgende in der Hüttenkunde noch fehlende Rechnungsdata mitzutheilen.

Hauptschmelzrechnung anzufertigen, um zu erfahren, für welchen Preis ein Centner Roheisen ausgebracht worden.

Wenn der rationelle Eisenhüttenmann dieses Verfahren genau betrachtet, so ergeben sich für ihn aus dieser Gewohnheit eine Menge Uebelstände für seinen Haushalt, eine Menge Nachtheile für das Resultat des jährlichen Ueberschusses, den er doch zu erzielen beabsichtigen muß.

Der Ueberschuß bey einem Eisenhüttenwerk ist vornehmlich abhängig von dem Rechnungspreis des Roheisens, je billiger dieses ausgebracht wird, desto größer der Ueberschuß, je theurer das Roheisen, desto geringer der letztere, ja es wird bisweilen das Roheisen so unverhältnißmäßig theuer ausgebracht, daß der Erlös für die daraus gefertigten Waaren die Stehungskosten nicht deckt, mithin Verlust erzeugt wird.

Angenommen, daß der Eisenhüttenmann erst nach beendigtem Schmelzen das Roheisen calculirt, ja vielleicht diesen Calcul bis zu Ende des Jahres verschiebt, und eine Menge daraus gefertigter Waaren im Laufe des Jahres bereits verkauft, so hat er nicht wissen können auf welcher Basis er verkauft hat, oder ob er bey seinem Verkauf gewonnen oder verloren.

Findet er zu spät, daß er das Roheisen zu theuer geschmolzen, so ist eine Abänderung irgend einer Art nicht möglich, und er befindet sich in einer sehr nachtheiligen Lage. Aus diesem Grunde muß dem rationellen Eisenhüttenmann sehr daran gelegen seyn den Organismus des Hüttenhaushalts so zu ordnen, daß er wenigstens bey Schluß jeder Woche, ja, wenn er will, jeden Tag den Stehungspreis des ausgebrachten Roheisens der Wahrheit möglichst nahe kommend, auszumitteln vermag.

Verbindet er zugleich mit dieser wöchentlichen Calculation die Aufsuchung und Zusammenstellung der Resultate über Eisenstein und Kohlenverbrauch, so wird er hierdurch seinen großen Proceß am besten und sichersten controlliren und auf zuverlässige und höchst nutzbare Betrachtungen geführt werden. Es gibt keine nützlichere, keine zweckmäßigere, keine nothwendigere Beschäftigung als diese, sie ist nicht nur der Regulator für die Bewirthschaftung des großen Eisenschmelzprocesses, sondern sie gibt auch eine Menge Veranlassungen zu wissenschaftlichen Untersuchungen, während sie denjenigen, der den Proceß leitet, zu Abänderungen und Verbesserungen veranlaßt.

Eine ziemliche Zahl practischer Eisenhüttenleute stehen in der Meinung behaupten zu müssen, daß vor Beendigung des Ausblasens eine der Wahrheit nahe kommende Berechnung des Stehungswerthes des Roheisens nicht zu fertigen sey, und zwar aus dem Grunde, weil man, während des Ganges des Hohofens den Material- und Generalkosten-Aufwand nicht übersehen könne, ohne jedoch zu bedenken, daß Einrichtungen möglich, welche Licht in das vermeintliche Dunkel bringen.

Es ist zwar nicht zu läugnen, daß diese Einrichtungen anfänglich einige Schwierigkeiten zu machen scheinen, indeß der Eisenhüttenmann muß an Ueberwindung von Schwierigkeiten so gewöhnt seyn und im Laufe seines practischen Lebens so viele beseitigt haben, daß ihm jene im Verhältniß zu der Wichtigkeit der Resültate, die sie gewähren, nur klein erscheinen können.

Wenn es nun überhaupt schwieriger ist eine neue Bahn zu brechen als auf der bereits gefundenen fort zu wandeln, so glaube ich manchem Eisenhüttenmann eine willkommene Mittheilung zu liefern, wenn ich ihn mit dem practischen Verfahren bekannt mache,

welches ich zu Erlangung nützlicher und höchst nothwendiger Resultate für Haushalt und Wissenschaft auf meinen Eisenhüttenwerken bey dem Hohofenbetrieb eingeführt, und seit mehrern Jahren als ganz zweckmäßig gefunden habe, daher:

1. Ueber wöchentliche Berechnung des Stehungswerthes des Roheisens.

Die Stehungskosten des Roheisens im Allgemeinen, daher auch in jeder Woche sind zusammengesetzt,
a. aus der Menge des Verbrauchs und der Stehungskosten,
 α. des Eisensteins,
 β. der Zuschläge,
 γ. der Kohlen,
b. aus den Arbeitslöhnen und
c. aus den Generalkosten.

Ehe man daher zur wirklichen Berechnung des Roheisen-Stehungswerthes schreiten kann, müssen die Werthe für die unter a. bemerkten Materialien ausgemittelt, so wie eine Einrichtung getroffen worden seyn, um das Mengenverhältniß des Verbrauchs mit Genauigkeit übersehen zu können. Es würde auch zu weit führen wenn ich über die Verfahrungsart bey Entwickelung dieser Werthe sprechen wollte, und bemerke nur, daß man folgende Resultate aufsuchen muß:
bey α. muß
 αα. absolutes Gewicht eines Cubikfußes,
 ββ. Stehungspreis eines Centners,
bey γ. der Stehungspreis desjenigen Volumen Kohlen, nach welchen das Hüttenrechnungswerk eingerichtet, aufgesucht werden.

b u. c. ergeben sich aus Betrieb und Verhältniß jedes Hohofens, indeß thut man wohl eine allge-

meine Durchschnittszahl für beyde Geldwerthe aufzufinden zu suchen, um diese von der ersten Woche des Schmelzens bis zur letzten beym Calcul zu gebrauchen.

Frühere Erfahrung und Vergleichung machen dem rationellen Eisenhüttenmann eine solche Auffindung pro Centner nicht schwierig, und ich nehme an, daß auch dieß geschehen sey.

Nun kommt es auch auf die nöthige Einrichtung an, um die Menge des Verbrauchs der Schmelzmaterialien sowohl ihrem Volumen als Werth nach gehörig schätzen zu können.

Die Erreichung dieses Zweckes macht nur ein vollständig gut eingerichtetes Beschickungsbuch und die Anordnung möglich, daß ohne alle Ausnahme jede Gicht an Eisenstein und Zuschlägen eingewogen wird.

Die Beylage A. stellt die Einrichtung eines solchen Beschickungsbuches und zugleich zwey verschiedene Beschickungen auf.

Bey beyden ist das Volumen gleich, allein es wiegt von Nr. 11. die Aufmöllerung 353 Ctr. 60 Pf.
und - Nr. 12. - - - 348 - 30 -
daher auch durch die Abweichung bey Zusammenstellung des quantitativen Verhältnisses der Eisensteine unter sich die abweichenden Durchschnittswerthe pro 1 Ctr. Eisenstein. Sind nun auf diese Art auf dem Beschickungsboden die Aufmöllerungen von Eisensteinen und Zuschlägen eben so wie im Beschickungsbuch geordnet, so verwiegt der Aufgeber genau jede aufzugebende Gicht und schreibt diese an eine hierzu besonders eingerichtete Tafel, deren Einrichtung die Beylage B. bezeichnet, worauf 38 Gichten die Kohlengicht à 35 Cubikfuß gerechnet abgeschrieben stehen.

Wenn nun der Hohofen 24 Gichten hält, und mit 14 Gichten abgestochen wird, so verbleiben die letztern 24 wieder im Ofen und die erstern 14 sind durch-

gesetzt, mithin Eisenstein, Zuschläge und Kohlen von 14 Gichten verschmelzt. Die Summe des Materialienverbrauchs dieser Gichten, so wie das Resultat derselben an Roheisen trägt der Officiant, dem die Sorge für den Hohofenbetrieb anvertraut ist, in das Schmelzbuch, welches wie das Schema C eingerichtet und geführt wird. Mit jeder Woche wird geschlossen, und nun ist alles in der Ordnung geschehen um eine richtige, wöchentliche Calculation des Rechnungswerthes des Roheisens fertigen zu können, wie Folgendes näher beweisen soll.

Angenommen, daß im Laufe der ganzen Woche von Eisenstein Möllerungen wie A Nr. 11. und Zuschlag Möllerungen wie Nr. 4. verschmelzt werden, so ergibt sich, daß

1 Ctr. Eisenstein im Durchschnitt kostet
1 - Zuschläge - - - -

Der Stehungswerth der Kohlen muß ebenfalls wie oben bemerkt gefunden seyn, und ich nehme an, daß 1 Schock Stockkohlen = 60 Körbe à 14 Cubikfuß 30 Rthlr. und 1 Schock Scheitkohlen 20 Rthlr. zum Hohofen zu stehen kommt. Für Arbeitslöhne und Generalkosten sey der aus Erfahrung gefundene Werth pro Centner 6 Ggr. 6 Pf.

Demnach wird sich das laut Beylage C in Nr. 7te Woche ausgebrachte Roheisen wie folgt calculiren:

Aufwand.

732 C. 75 Pfd. Eisenst. à 7 Ggr. $4\frac{1}{6}$ Pf.	224 Rthl.	7 Ggr.	2 Pf.
215 - 30 - Zuschläge à 2 Ggr. $6\frac{1}{7}$ Pf.	22 -	12 -	9 -
6 Schock $14\frac{1}{2}$ Kb. Stockkohlen à 30 Pf.	187 -	6 -	—
1 - 28 - Scheitkohlen à 20 Pf.	29 -	8 -	—
Arbeitslöhne und Generalkosten von 248 Ctr. 44 Pfd. à $6\frac{1}{2}$ Ggr. .	67 -	6 -	7 -
Summe des Betrags des Aufwandes	530 Rthl.	16 Ggr.	6 Pf.

Ausbringen.

73 Ctr.	22 Pfd.	Roheisen-Platten
43 „	99 „	Brocken von der Gießerey
120 „	12 „	Gußwaare
11 „	22 „	Werksguß
248 Ctr.	44 Pfd.	

Wenn nun der Aufwand von 530 Rthlr. 16 Ggr. 6 Pf. durch die 248 Ctr. 44 Pfd. ausgebrachtes Roheisen dividirt wird, so ergibt sich der Stehungswerth eines Centner Roheisens pro 2 Rthlr. 3 Ggr. 3⅓ Pf. in der 7ten Schmelzwoche.

II. Ueber wöchentliche Berechnungen der Schmelzresultate bey dem Hohofenproceß.

Für denjenigen Eisenhüttenmann, der den Hohofenproceß rationell auf der Basis des besten Haushalts zu leiten sich bemüht, ist es durchaus nothwendig, daß er sich durch Rechnungen überzeuge wie er jede Woche in dieser Hinsicht stehe, um sogleich die Abweichungen der Erfolge in einer Woche von der andern prüfen und die Gründe ihrer Entstehung aufsuchen und beurtheilen zu können.

Für den Haushalt ist es höchst nothwendig zu erfahren:

1. ob der Kohlensatz den möglichst größten Erzsatz annimmt; ob der Erzsatz steigt oder sich vermindert;
2. wie viel ein gegebenes Volumen Kohlen Roheisen lieferte,
3. welche Procente die Eisensteinmischung gab; und
4. wie viel Kohlen nöthig waren um 1 Pfd. Roheisen zu erzeugen.

Es finden sich demnach zur Aufnahme dieser Resultate in der Schmelztabelle C. die dazu erforderlichen Rubriken.

Für die Berechnung selbst möge aber folgende Erläuterung dienen.

Aus der Tabelle ergibt sich daß in Nr. 7ter Schmelzwoche aufgewendet wurden:

80595 Pfd. Eisenstein

7 Schock $42\frac{1}{2}$ Körbe Kohlen = $462\frac{1}{2}$ Körbe = 6475 Cubikfuß; und zwar

6 Schck. $14\frac{1}{2}$ Kb. Stockk. = $374\frac{1}{2}$ Kb. = 5243 C.F.

1 „ 28 „ Scheitk. = 88 „ = 1232 „

dagegen aber an Roheisen wurden ausgebracht 248 Ctr. 44 Pfd. = 27324 Pfd.

Zu Auffindung der Resultate für die verschiedenen Rubriken bilden sich demnach folgende Ansätze:

das Resultat für die Rubrik a, die Pfunde des verbrauchten Eisensteins, dividirt durch die verbrauchten Cubikfuße Kohlen

$$= \frac{80595}{6475} = 12{,}44 \text{ Pfund};$$

für die Rubrik b, die Summe des ausgebrachten Roheisens, dividirt durch die verbrauchten Cubikfuße Kohlen

$$= \frac{27324}{6475} = 4{,}22 \text{ Pfund};$$

für die Rubrik c, multiplicire man die verbrauchten Cubikfuße Kohlen mit 100, und dividire durch die verbrauchten Pfunde Eisenstein

$$= \frac{6475 \cdot 100}{80595} = 8{,}03 \text{ Cubikfuß};$$

für die Rubrik d, multiplicire man 100 mit der Menge des ausgebrachten Roheisens, und dividire mit der Summe des verbrauchten Eisensteins

$$= \frac{27{,}324 \cdot 100}{80595} = 33{,}90 \text{ pro Cent};$$

für die Rubrik e, vorerst ist zu wissen nöthig, welches absolute Gewicht jede Sorte Kohle im mitt-

lern Verhältniß habe, welches durch öftere Probewiegung gesucht werden muß.

Im Sächs. Gebirge wiegen 1 Korb oder

14 Cubikfuß büchene Kohlen	.	128 Pfd.
14 - Stockkohlen von Fichtenholz		92 -
14 - Scheitkohlen -	-	72 -

Daher multiplicire man die Menge der verbrauchten Cubikfuße der verschiedenen Kohlen mit ihrem absoluten Gewicht, und dividire das Product durch die Menge des erzeugten Roheisens; daher hier:

$$\frac{374{,}5 \cdot 92 + 88 \cdot 72.}{27324} = 1{,}49 \text{ Pfund.}$$

Wenn man nun bemüht ist, sowohl die Geldrechnung für Auffindung des Stehungspreises des Roheisens, als die Resultatrechnung für Prüfung des Erganges des Schmelzprocesses wöchentlich fortzusetzen, so wird man bald Abweichungen bemerken, welche den Eisenhüttenmann in steter Aufmerksamkeit für den Proceß erhalten, und ihn veranlassen werden denselben für den Hüttenhaushalt richtig und nützlich zu leiten.

Bayerische
Staatsbibliothek
MÜNCHEN

t

Cu-
bik-
fuß.

20
12
3
3
4
2

45

B.

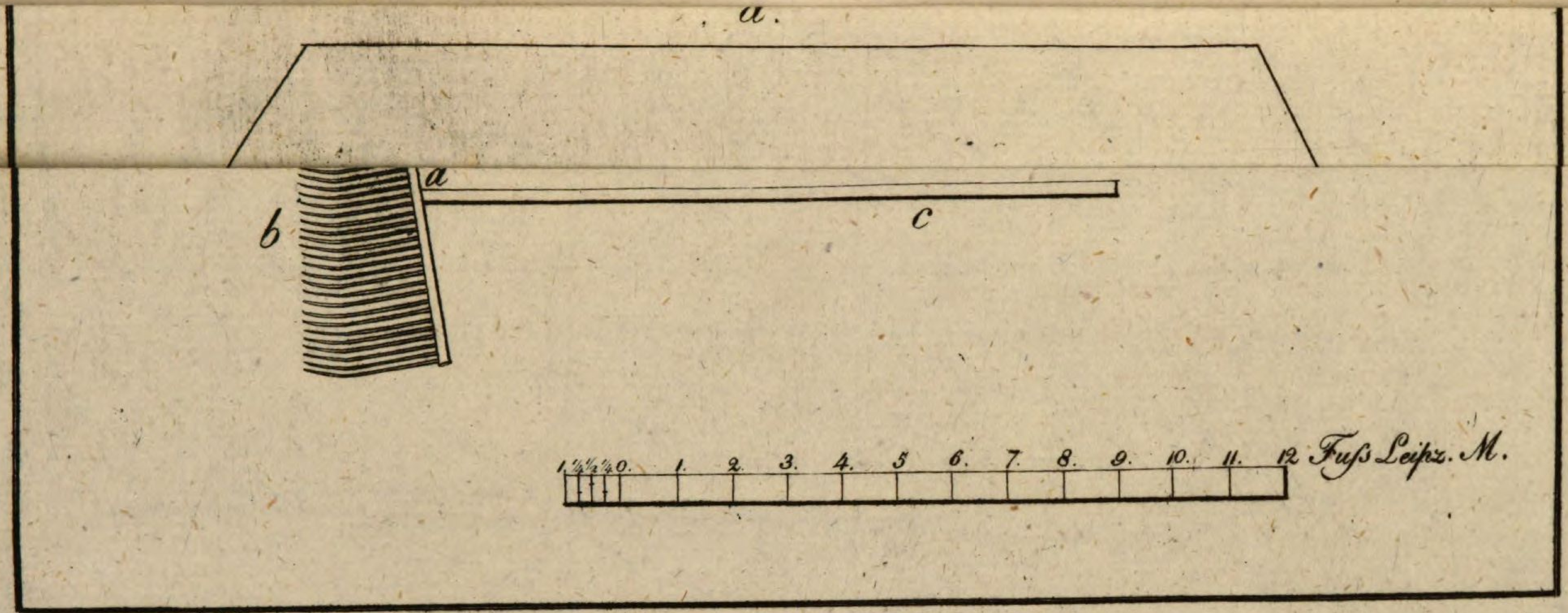
Nummer der Eisenstein-Be-schickung	rkungen.
11	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	zestochen.
=	
=	Pfund Eisenstein
=	— Zuschläge
=	Körbe Scheitkohlen
=	— Stockkohlen
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
=	
12	
=	

so in der oben leer gelassenen
gen wird.

o

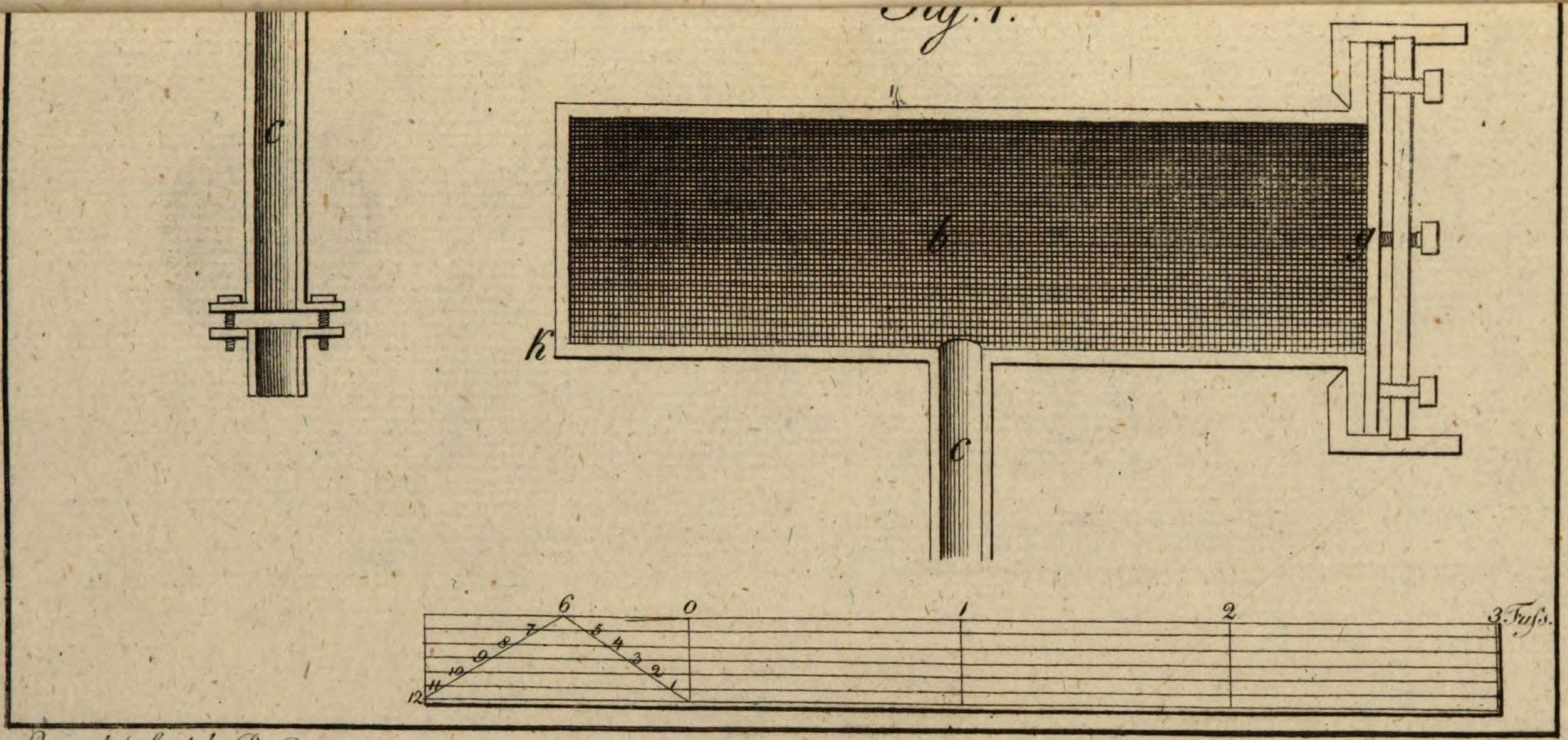
en
n
n
n

Tab. I.
sofens.
ohne Zügen.
20 21 22 Leipz. Fuss.
d.
d.
E.
Lam: Supl. B. 2.

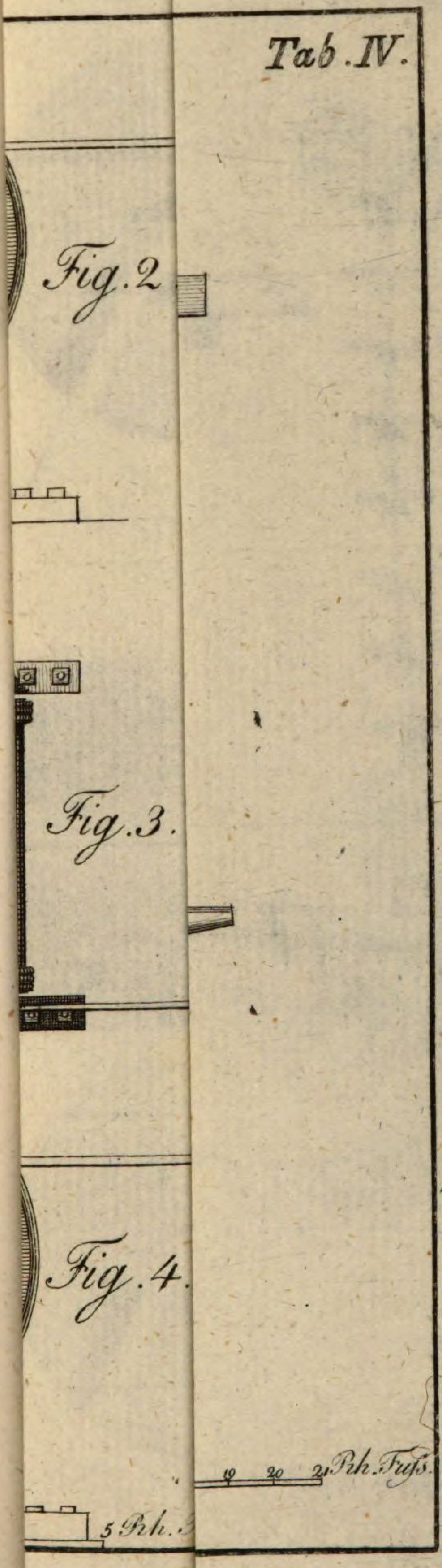


Lampᵈ. Supl. B. 2.

Fig. 1.



Lamp: Supl. B. 2.


Tab. IV.
Fig. 2
Fig. 3.
Fig. 4.
19 20 21 Rh. Fuss.
5 Rh.

Tab. V.

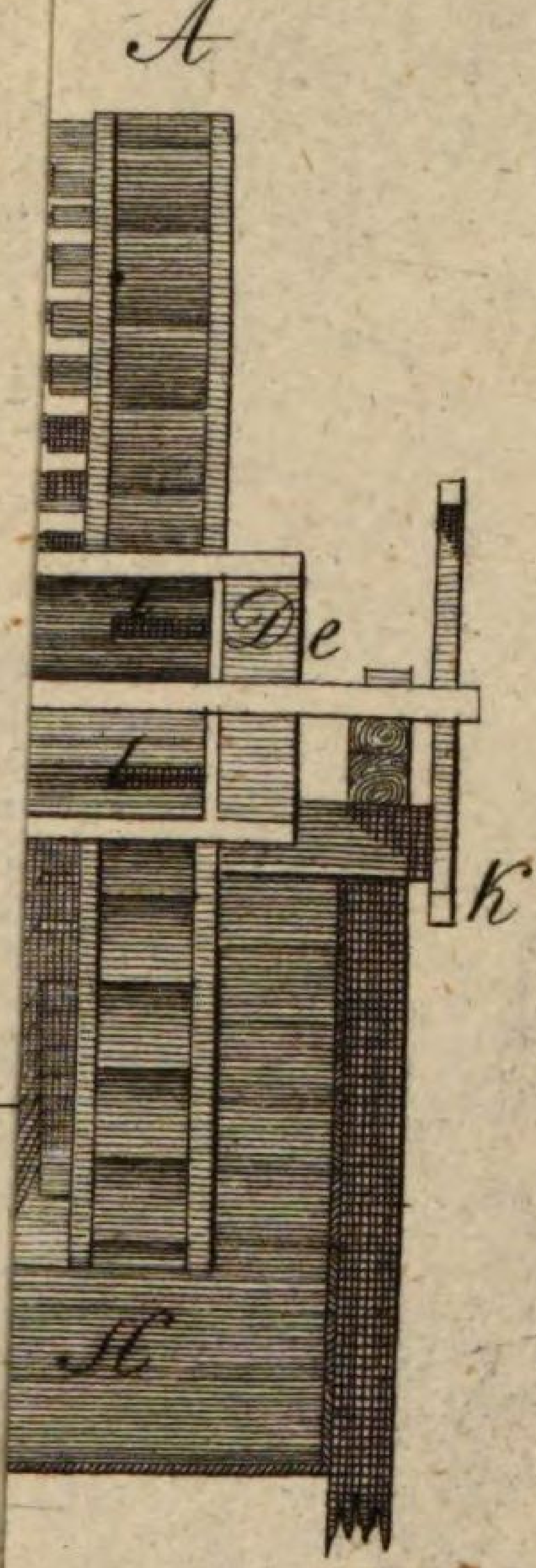
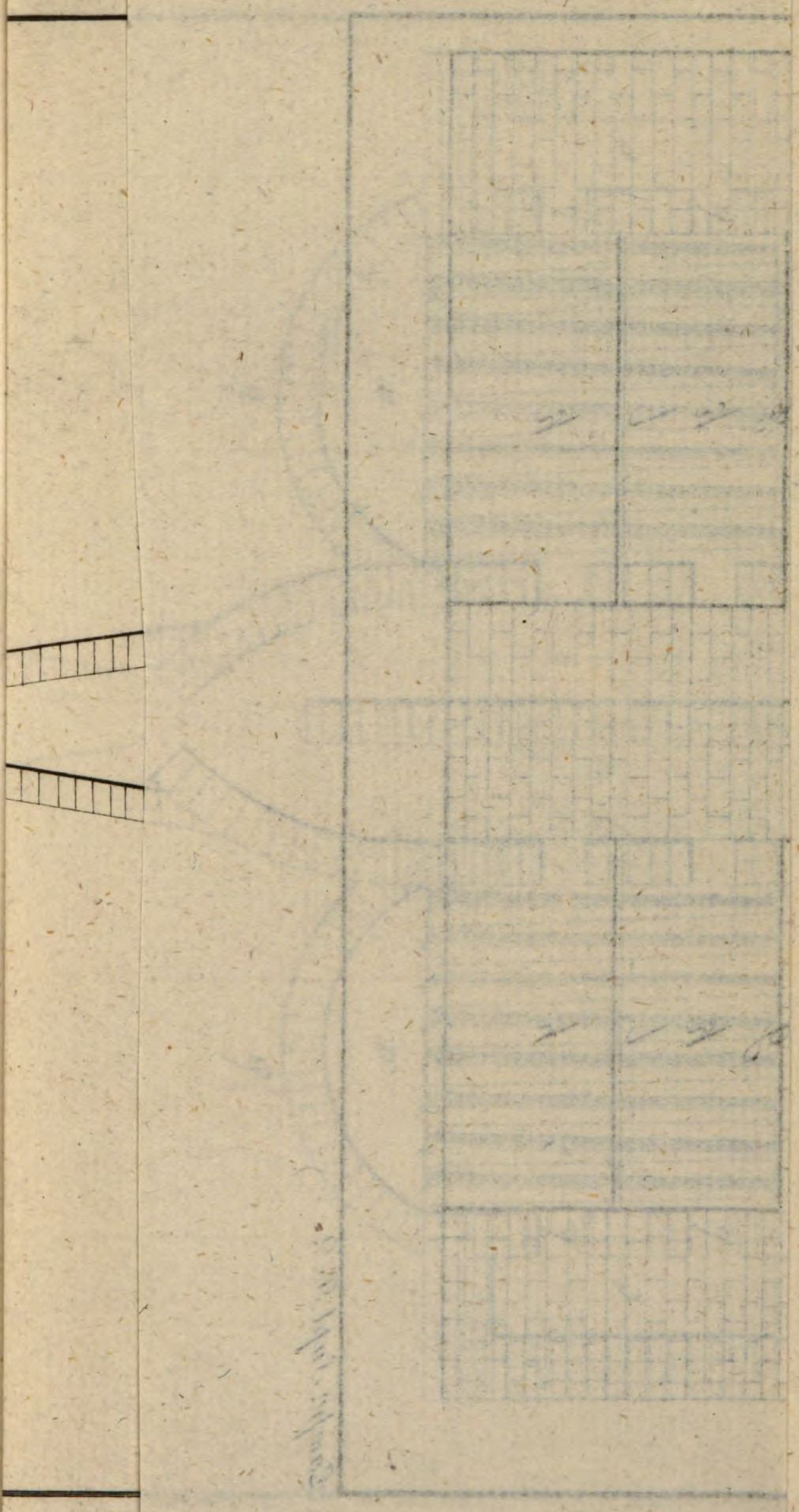


Fig. 7.



Lamp.s Supl. B. 2.

Friedrich

BSB Bayerische StaatsBibliothek
MDZ Münchener DigitalisierungsZentrum Digitale Bibliothek

Lampadius, Wilhelm August,

Handbuch der allgemeinen Hüttenkunde

Bd.: [2,5,]2

Göttingen 1826

Metall. 74 m-2,5,2
urn:nbn:de:bvb:12-bsb10293124-3